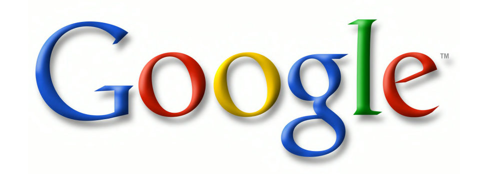

Google

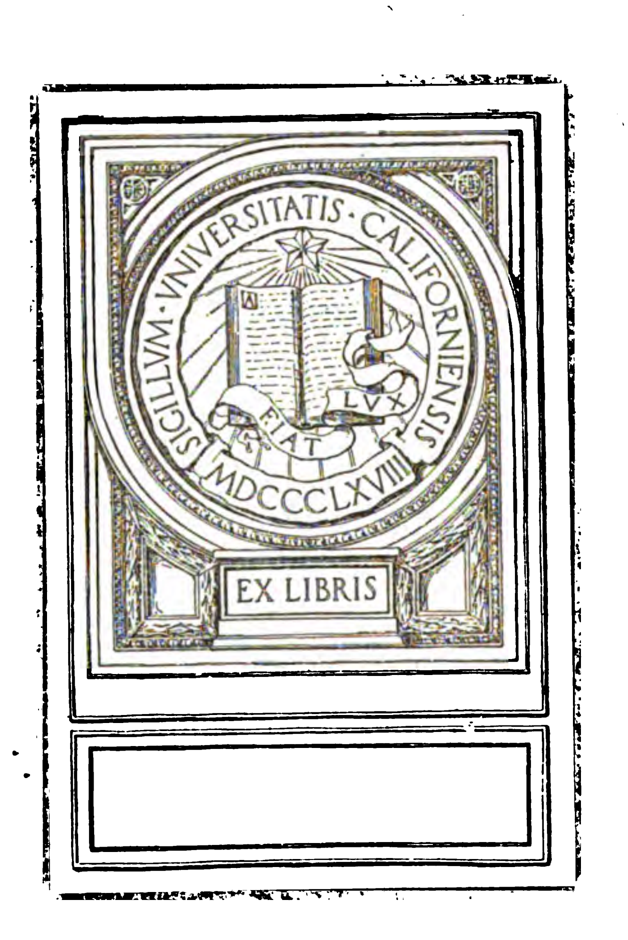
LEHRBUCH
DER
EISENHÜTTENKUNDE

VON
BERNHARD OSANN

ZWEITER BAND
ERZEUGUNG UND EIGENSCHAFTEN
DES SCHMIEDEBAREN EISENS



VERLAG VON WILHELM ENGELMANN IN LEIPZIG


SIGILLVM · VNIVERSITATIS · CALIFORNIENSIS
LVX
FIAT
MDCCCLXVIII
EX LIBRIS


Digitized by Google

LEHRBUCH
DER
EISENHÜTTENKUNDE

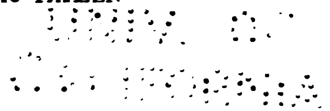
VERFASST FÜR DEN UNTERRICHT,
DEN BETRIEB UND DAS ENTWERFEN
VON EISENHÜTTENANLAGEN

VON

BERNHARD OSANN
PROFESSOR AN DER BERGAKADEMIE IN CLAUSTHAL
GEHEIMER BERGRAT

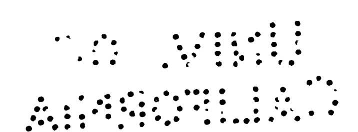
ZWEITER BAND: ERZEUGUNG UND EIGENSCHAFTEN DES SCHMIEDBAREN EISENS

MIT 651 ABBILDUNGEN IM TEXT UND 10 TAFELN





LEIPZIG
VERLAG VON WILHELM ENGELMANN
1921



Vorwort zum zweiten Bande.

Der Verfasser verweist auf das Vorwort zum ersten Bande. Dieselben Grundsätze und Ziele haben ihn auch hier geleitet.

Dies zu sagen mag überflüssig erscheinen, aber seit Erscheinen des ersten Bandes sind ja fünf Jahre verflossen, die solche Umwälzungen hervorgebracht haben, wie sie vielleicht einzig in der Weltgeschichte dastehen. Sie haben in dieser Richtung nichts Neues gebracht; nur war der Verfasser nach dem unglücklichen Ausgang des Krieges noch mehr darauf bedacht, den lernenden Eisenhüttenmann — jung oder alt — so vorzubereiten, daß er sich in jede Aufgabe, die die Praxis im Betriebe und am Konstruktionstisch stellt, hineinfinden kann. Diese Anschauung war insofern notwendig, als niemand heute voraussagen kann, durch welche Umwandlungen das deutsche Eisenhüttenwesen hindurchgeführt werden muß, um am Leben zu bleiben und zur alten Blüte zu gelangen.

In diesem Sinne sind die der Praxis entlehnten Rechnungsbeispiele und Konstruktionsskizzen gegenüber dem ersten Bande vermehrt. Sie stammen zum großen Teil aus dem Eisenhüttenmännischen Seminar des Verfassers, das sich gerade in Hinblick auf Kriegsteilnehmer, aber auch sonst bewährt hat. Das Verlangen der Studierenden nach seminaristischen Vorlesungen, war für das Eisenhüttenwesen in Clausthal bedeutungslos; denn die Forderung war bereits seit jeher erfüllt.

Formgebungsarbeiten konnten nicht beschrieben werden, um den Umfang des Buches nicht zu groß werden zu lassen. In die Lücke treten mehrere gute Werke über mechanische Technologie und das Gießereilehrbuch des Verfassers ein. Dasselbe gilt sinngemäß von der Untersuchung des Eisens im chemischen Laboratorium.

Die Theoretische Metallographie mußte mit wenigen Blättern vorlieb nehmen, um der angewendeten Metallographie weiten Spielraum zu lassen. In diesem Sinne sind die Kapitel über Härten, Zementieren, Glühen, Krankheitserscheinungen usw. sehr ausführlich gehalten.

Es mußte dies schon deshalb geschehen, weil die Kriegs- und sonstigen Schwierigkeiten alles wissenschaftliche Rüstzeug nutzbar machen müssen, um Ersatz und Aushilfe zu schaffen.

Das Gleiche gilt von der Wärmewirtschaft der Eisenhüttenwerke.

Um der Dankespflicht zu genügen, verweist der Verfasser auf das Vorwort des ersten Bandes. Das, was da von der Zeitschrift »Stahl und Eisen« und von der Unterstützung seitens vieler Fachgenossen und Werksleitungen gesagt ist, gilt auch hier. Der Verfasser denkt dankbar dieser Zeiten, die er in Werken verweilt hat, um Belehrung und Anregung zu erhalten. Er denkt auch mit Stolz der vielen Freunde, die er sich bei diesen Gelegenheiten erworben hat. Dieser Dank ist aber nicht durch Worte zu erledigen; er wird dadurch abgetragen, daß der Verfasser unablässig weiter lernt, lehrt und forscht, im Dienste für den Wiederaufbau unseres deutschen Vaterlandes. Mit diesem Gruße an das Vaterland möge das Buch hinausgehen!

Clausthal, im Mai 1921.

Bernhard Osann.

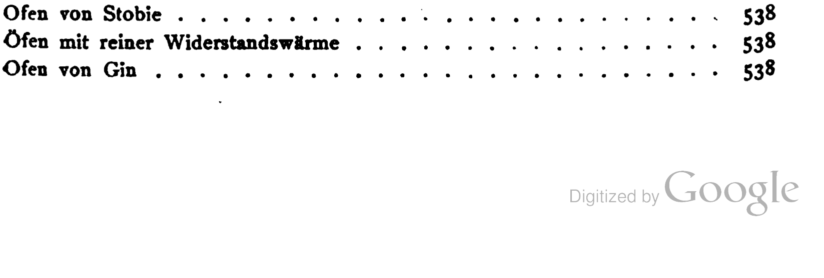
Inhaltsverzeichnis.

Seite

V. Veredelungsverfahren.

45. Tiegelgußstahl.

46. Elektrostahl.





Verzeichnis der Tafeln.

Berichtigungen.

Seite 16. Feuerfeste Baustoffe. Im vorletzten Absatz muß es bei deutschen Dinassteinen heißen »85% SiO_2 statt 85% Al_2O_3«.

Seite 328 muß es bei der Wärmeausgabe des Gaserzeugers heißen:
Es fallen 4 kg Asche und 2,5 kg Koks mit einer Temperatur von 500° heraus:
500 (4 · 0,2 + 2,5 · 0,24) = 700 WE, statt 500 (4 · 2,0 + 2,5 · 2,4) = 7000 WE.
Infolgedessen ändert sich auch der letzte Summand:
49277 WE = 21%, statt 42977 WE = 18%.

Seite 348 muß die Überschrift lauten: »Ofen- oder Herdraum«.

Seite 350 muß es von der 4. Zeile an heißen:
»Hier und im Folgenden sind für
1 kg Steinkohle 4,1 cbm trockenes Steinkohlengas usw. statt für 100 kg Steinkohle.«
In der weiter folgenden Zahlentafel muß unter der Überschrift »Zahl der Sekunden im Herdraum« das Wort »cbm« wegfallen.

I. Einleitung.

1. Einteilung des Eisens.

Absolut reines Eisen läßt sich überhaupt nicht erzeugen, aber man kann von chemisch reinem Eisen sprechen, wenn man von ganz geringen verunreinigenden Körpern absieht, z. B. bei einem Eisengehalt von 99,955 % [1]. Solches Eisen besitzt besondere Eigenschaften, von denen später noch die Rede sein wird. Es kann nur auf elektrolytischem Wege niedergeschlagen werden und auch nur unter gewissen Vorsichtsmaßregeln. Es kommt lediglich für wissenschaftliche Zwecke in Betracht [2].

Alles technisch verwertbare Eisen stellt eine Legierung des Eisens mit mehr oder minder zahlreichen Elementen dar, unter denen der Kohlenstoff die erste Rolle spielt, weil er den größten Einfluß auf die Verwendbarkeit hat.

Er entscheidet über die Eigenschaft der Schmiedbarkeit (schmiedbares Eisen), der Härtbarkeit (Stahl) und der Gießfähigkeit (Gußeisen). Im Altertum und Mittelalter waren nur die beiden erstgenannten kohlenstoffärmeren Erzeugnisse des Rennherdes oder Stückofens bekannt. Erst nach 1300 wird Roheisen und Gußeisen (d. i. in Formen gegossenes Roheisen) genannt.

[1]) Stahl und Eisen, 1912, S. 319, auch Gießereizeitung 1918, S. 340, vgl. auch unter Gefügelehre.

[2]) Dies trifft für die Kriegszeit nicht im vollen Umfange zu. Man hat aus diesem weichen Eisen Führungsringe für Geschosse hergestellt.

Technisch verwertbares, kohlenstoffhaltiges Eisen.

Roheisen
mit etwa 2,0—5,0 % Kohlenstoff, leicht schmelzbar, nicht schmiedbar. Ist es zur Herstellung von Gußwaren (meist in umgeschmolzenem Zustande) benutzt, nennt man es Gußeisen.

Schmiedbares Eisen
mit 0,03 bis etwa 2,0 % Kohlenstoff, schmiedbar, schwer schmelzbar.

Schweißeisen im teigigen Zustande erhalten.		Flußeisen, im flüssigen Zustande erhalten.	
Schweißeisen im engeren Sinne.	Schweißstahl, wenn es härtbar ist.	Flußeisen im engeren Sinne.	Flußstahl, wenn es härtbar ist.

Einteilung des Roheisens.
1. Graues — halbiertes — weißes.
2. Holzkohlenroheisen — Koksroheisen.
3. a) Gießereiroheisen.
   b) Puddelroheisen.
   c) Bessemerroheisen.
   d) Thomasroheisen.
   e) Stahleisen.
   f) Spiegeleisen.
   g) Eisenmangan.
   h) Eisensilizium.

Anmerkung. Engländer und Amerikaner nennen alles Flußeisen, gleichgültig ob es härtbar oder nicht härtbar ist, »Steel«. Dasselbe geschieht in Frankreich mit dem Worte »acier«.

Man versucht in Deutschland zu gliedern:

1. Luppeneisen.		2. Blockeisen.	
Schweißeisen.	Schweißstahl.	Flußeisen.	Flußstahl.

Schema der Erzeugungsarten des Eisens.

Hochofenverfahren
erzeugt Roheisen aus Erzen.

Rennverfahren
erzeugt schmiedbares Eisen in Form von Schweißeisen und Schweißstahl, aus Erzen (veraltet).

Gießereiroheisen
d. i. Roheisen zur Erzeugung von Eisengußwaren, 20 % der deutschen Erzeugung

Roheisen zur Umwandlung in schmiedbares Eisen
(80 % der deutschen Erzeugung).

Es geschieht dies durch Bindung des Kohlenstoffs an Sauerstoff, um ihn zu entfernen. Derartige Verfahren heißen Frischverfahren.

Sie werden ausgeübt

1. in Frischfeuern (veraltet)
2. in Puddelöfen

} Es wird Schweißeisen und Schweißstahl erzeugt.

3. in Konvertern (Windfrischverfahren oder Bessemerverfahren)
   a) saures Verfahren oder Bessemerverfahren im engeren Sinne
   b) basisches Verfahren oder Thomasverfahren
4. in Siemens-Martinöfen
   a) saures Verfahren
   b) basisches Verfahren

} Es wird Flußeisen und Flußstahl erzeugt.

5. durch Glühfrischen (ohne Schmelzung).

Es entsteht schmiedbarer Guß oder Temperguß in fester Form.

2. Statistik des schmiedbaren Eisens[1].

Tafel 1.

Flußeisenerzeugung der Welt und der einzelnen Länder für 1900 und 1912.

Rohblöcke	1900		1912	
	t	%	t	%
Deutsches Zollgebiet	6 646 000	23,5	17 302 000	24,0
Vereinigte Staaten	10 382 000	36,7	31 751 000	44,1
Großbritannien	5 131 000	18,1	6 905 000	9,6
Frankreich	1 565 000	5,5	4 078 000	5,7
Österreich-Ungarn	1 151 000	4,0	2 785 000	3,9
Belgien	645 000	2,3	1 954 000	2,7
Rußland	2 218 000	7,8	4 504 000	6,2
Andere Länder	604 000	2,1	2 721 000	3,8
Zusammen	28 342 000	100,0	72 000 000	100,0

Tafel 2.

Verteilung der Flußeisenerzeugung auf die einzelnen Länder des deutschen Zollgebiets für 1913

Rohblöcke	t		%
Rheinland-Westfalen	10 112 000	=	53,4
Schlesien	1 422 000	=	7,5
Siegerland und Hessen Nassau	388 000	=	2,1
Nord- Ost- Mitteldeutschland	741 000	=	3,9
Königreich Sachsen	331 000	=	1,7
Süddeutschland	253 000	=	1,3
Saargebiet	2 080 000	=	11,0
Elsaß Lothringen	2 286 000	=	12,1
Luxemburg	1 336 000	=	7,0
Zusammen	18 949 000 t	=	100,0 %

Tafel 4.

Gliederung der Fertigerzeugnisse aus schmiedbarem Eisen des Deutschen Zollgebietes (1912).

Träger und Zoreseisen	1 830 000 t	=	11,2 %
Stabeisen aller Art	4 300 000 »	=	26,6 »
Bleche aller Art	2 300 000 »	=	14,1 »
Röhren	640 000 »	=	3,9 »
Walzdraht	1 280 000 »	=	8,0 »
Eisenbahnbaumaterial	1 950 000 »	=	11,9 »
Rollendes Eisenbahnmaterial	415 000 »	=	2,6 »
Schmiedestücke	250 000 »	=	1,5 »
Sonstige Fertigerzeugnisse	385 000 »	=	2,4 »
Halbzeug	2 900 000 »	=	17,8 »
Zusammen	16 250 000 t	=	100,0 %

[1]) Vgl. Gemeinfaßliche Darstellung d. Eisenhüttenwesens. Verlag Stahleisen, Düsseldorf.

Tafel 3.

Anteil der Herstellungsverfahren an der Erzeugungsmenge in den wichtigsten Ländern.

	Deutsches Zollgebiet		Groß-britannien		Frankreich		Rußland		Österreich-Ungarn		Schweden		Vereinigte Staaten	
	t (1913)	%	t (1913)	%	t (1913)	%	t (1912)	%	t (1913)	%	t (1913)	%	t (1913)	%
1. Flußeisen (Blöcke)														
Aus dem bas. Konverter	10 630 000	56,1	1 626 000 (bas. und sauren Konverter zusammen)	21,0	2 931 000	66,3	190 000	4,0	233 000	9,0	116 000 (bas. und sauren Konverter zusammen)	20,0	9 698 000 (bas. und sauren Konverter zusammen)	30,5
» » sauren »	155 000	0,8			77 000	1,7	597 000	14,0	43 000	1,6				
» » bas. Martinofen	7 330 000	38,7	2 288 000	29,0	1 368 000 (bas. und sauren Martinofen zusammen)	31,0	3 649 000 (bas. und sauren Martinofen zusammen)	82,0	2 284 000 (bas. und sauren Martinofen zusammen)	87,5	467 000 (bas. und sauren Martinofen zusammen)	80,0	21 946 000 (bas. und sauren Martinofen zusammen)	69,0
» » sauren »	283 000	1,5	3 872 000	50,0										
Basischer Stahlformguß	254 000	1,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Saurer »	109 000	0,6	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Tiegelgußstahl . . .	99 000	0,5	—	—	23 000	0,5	—	—	25 000	0,9	—	—	123 000	0,4
Elektrostahl	89 000	0,5	—	—	20 000	0,5	—	—	27 000	1,0	—	—	31 000	0,1
Zusammen	18 949 000	100,0	7 786 000	100,0	4 419 000	100,0	4 436 000	100,0	2 612 000	100,0	583 000	100,0	31 798 000	100,0
2. Schweißeisen (Luppen und Rohschienen)	(1912) 243 000[1]	1,3[2]	1 226 000	16,0	—	—	62 000	1,4	71 000	2,8	153 000[3]	26,0	—	—
Zementstahl	(1911) 761	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

[1]) 1908 waren es noch 478 000 t.

[2]) Soll heißen: 1,3% der Flußeisenerzeugung.

[3]) Zum größten Teil im Frischfeuer hergestellt.

Tafel 5.

Gliederung der Fertigerzeugnisse aus schmiedbarem Eisen der Vereinigten Staaten (1912).

Schienen	3 381 000 t	=	13,7 %
Baneisen	2 892 000 »	=	10,8 »
Grob- und Feinbleche	5 969 000 »	=	22,4 »
Walzdraht	2 696 000 »	=	10,1 »
Stabeisen usw.	10 113 000 »	=	37,9 »
Drahtstifte	665 000 »	=	2,5 »
Weiß- und Mattbleche	978 000 »	=	3,6 »
Zusammen	26 694 000 t[1]	=	100,0 %

Tafel 6.

Anteile von Schweißeisen und Flußeisen an der deutschen Erzeugung, Fertigerzeugnisse.

	Zusammen		Schweißeisen		Flußeisen	
	t	%	t	%	t	%
1880	1 981 000	100	1 267 000	67	624 000	33
1890	3 101 000	100	1 487 000	48	1 614 000	52
1900	5 703 000	100	946 000	17	4 757 000	83
1905	7 696 000	100	816 000	11	6 880 000	89
1910	10 003 000	100	382 000	4	9 621 000	96

Tafel 7.

Schrottverbrauch im deutschen Zollgebiet (1912).

In Puddelwerken	18 000 t	=	0,3 %
In Stahlwerken	5 229 000 »	=	85,4 »
In Eisen- und Stahlgießereien	861 000 »	=	14,3 »
Zusammen	6 108 000 t	=	100,0 %

3. Wärmeerzeugung. Brennstoffe. Feuerfestes Material.

Man muß, ganz allgemein für das Hüttenwesen gesprochen, Wärme zuführen, um chemische Vorgänge, soweit sie nicht mit eigener Wärmeentwicklung verlaufen (exotherme, im Gegensatz zu endothermen Vorgängen) einzuleiten und durchzuführen. Ferner um zu erhitzen, glühen,

[1] Davon etwa 53 % Erzeugnis der U. S. Steel Co.

schmelzen, die Feuchtigkeit und Kohlensäure zu vertreiben und die Wärmeverluste auszugleichen, die dadurch entstehen, daß Gicht- oder Essengase Wärme entführen, und Wärme durch Leitung und Strahlung abgegeben wird.

Wärme kann auch durch elektrische Energie zugeführt werden, aber dieser Fall ist selten, weil wirtschaftliche Gründe dagegen sprechen, sie da anzuwenden, wo man mit Brennstoffwärme auskommt. Das Anwendungsgebiet der elektrischen Öfen ist auch in Ländern mit billigen Wasserkräften verhältnismäßig klein.

Es bleibt also, von Ausnahmefällen abgesehen, nur Brennstoffwärme, und daran wird die Zukunft, wenigstens solange unsere Kohlenflöze ausreichen, wohl kaum etwas ändern. Die Anwendung der Sonnenstrahlen ist bisher nicht aus dem Stadium der Spielerei herausgekommen. Sie liefert auch nur geringe Temperaturen.

Bei der Verwendung von Brennstoffen haben wir es immer mit Oxydationsvorgängen zu tun, deren Wärmeüberschuß benutzt wird.

Als Grundlagen aller Betrachtungen haben wir

1. die Wärmeeinheit = WE, d. h. die Wärmemenge, welche erforderlich ist, um 1 kg Wasser um 1° zu erwärmen; genau gesprochen um 1 kg Wasser von 15° auf 16° zu erwärmen. Diese letztere Korrektur ist nötig, weil die spez. Wärme des Wassers bei 0° und bei 15° verschieden ist, jedoch ist der Unterschied so klein, daß er für die von uns verfolgten praktischen Zwecke ohne Bedeutung ist.

Im folgenden soll zwischen 1 WE und 1 cal unterschieden werden.

1 WE bezieht sich auf 1 kg
1 cal » » » 1 g
1 WE = 1000 cal.

Die Schreibweise 1 WE = 1 Cal (mit großgeschriebenem C) gibt zu zahllosen Druckfehlern Anlaß und ist deshalb nicht zu empfehlen. Vermeidet man sie, so ist es nicht nötig, von »Grammcalorien« zu sprechen, um den Begriff cal zu geben.

2. Die Temperatur. Sie wird in Graden Celsius ausgedrückt.

3. Spezifische Wärme. Sie ist diejenige Wärmemenge in cal (oder WE), welche erforderlich ist, um die Temperatur eines g (oder kg) des Körpers um 1° zu erhöhen.

Die spezifische Wärme des Wassers ist im Sinne unserer obigen Erklärung = 1, genau gesprochen bei 15°.

Die spezifische Wärme ist bei verschiedenen Temperaturen verschieden. Wenn man auch oft davon absieht und sie stillschweigend für gewöhnliche Zimmertemperatur angibt, so hat der Hüttenmann stets diese Veränderliehkeit vor Augen zu haben. Nur dann haben Wärmerechnungen ihren Wert.

4. Wärmeinhalt (Wärmekapazität). Sie ist diejenige Wärmemenge, die der Körper enthält. Sie ist gleich der Wärmemenge, die zum Er-

hitzen des Körpers aufgewendet ist. Wenn 1 kg Luft mit t° in den Ofen eintritt, so ist ihr Wärmeinhalt

$$= 1 \times t \times s\,,$$

wobei s = spezifische Wärme bei $\frac{t^0}{2}$.

5. Unter »Schmelzwärme oder latenter Wärme« versteht man die Wärmemenge, die nach dem Erhitzen auf Schmelztemperatur zum Schmelzen aufgewendet werden muß.

6. Bei der Beurteilung eines Brennstoffs handelt es sich zunächst um den absoluten Heizeffekt oder Heizwert.

Wenn der Heizwert einer Steinkohle z. B. 7000 WE beträgt, so heißt dies: 1 kg dieser Kohle kann, wenn die Verbrennung eine vollständige ist, und alle Wärmeverluste ausgeschlossen werden, wie dies im Kalorimeter geschieht, 7000 kg Wasser um 1°, oder 700 kg um 10° erwärmen.

7. Mit dieser Bestimmung allein ist dem Hüttenmann aber nicht gedient. Er muß auch wissen, welche theoretische Verbrennungstemperatur T, mit anderen Worten, welchen pyrometrischen Heizeffekt er erzielen kann.

Ihre Berechnung geschieht nach der Formel:

$$T = \frac{W}{q_1 \cdot s_1 + q_2 \cdot s_2 \cdots}\,,$$

wobei

T = Verbrennungstemperatur,
W = Reiner Wärmeertrag, d. h. Sa. aller eingebrachten Wärmemengen, vermindert um die Sa. aller Wärmeverluste in WE,
q_1, q_2 = Verbrennungserzeugnisse in kg oder cbm,
s_1, s_2 = die zu ihnen gehörigen spezifischen Wärmen.

Dieser Formel liegt die folgende Betrachtung zugrunde:

Verbrennt z. B. 1 cbm Kohlenoxyd mit $^1/_2$ cbm Sauerstoff, ohne jeden Überschuß zu 1 cbm Kohlensäure[1]), in einem durch ein ideales Isoliermittel außen geschützten Ofenschacht, ohne jeden Verlust, so ist die gesamte Wärme (3003 WE) benutzt, um die Verbrennungsgase auf T^0 zu erwärmen. Es besteht die Gleichung:

$$1 \cdot \left(0{,}37 + 0{,}00044 \cdot \frac{T}{2}\right) \cdot T = 3003$$

$$0{,}00022\ T^2 + 0{,}37 \cdot T = 3003.$$

Hieraus $T = 2950^0$.

---

[1]) Spez. Wärme für 1 cbm CO_2 bei der Temperatur $T = s = 0{,}37 + 0{,}00044 \cdot T$. Wird 1 cbm CO_2 von 0° auf T° erwärmt, so gilt:

$$s = 0{,}37 + 0{,}00044 \cdot \frac{T}{2} = 0{,}37 + 0{,}00022 \cdot T.$$

Andere spez. Wärmen für Gase siehe weiter unten.

Geschieht die Verbrennung mit Luft an Stelle des Sauerstoffs und zwar bei einem Überschuß von 50 %, so sind als Verbrennungserzeugnisse 1 cbm CO_2, 0,25 cbm O und 2,82 cbm N vorhanden. Die letzteren beiden kann man zusammenfassen, da sie gleiche spez. Wärme besitzen.[1]) Es entsteht die Gleichung:

$$\left[1 \cdot \left(0{,}37 + 0{,}00044 \cdot \frac{T}{2}\right) + 3{,}07 \left(0{,}303 + 0{,}000054 \cdot \frac{T}{2}\right)\right] \cdot T = 3003.$$

Hieraus $T = 1674^{\circ}$.

Sind die dazu erforderlichen 3,57 cbm Luft auf 600° vorgewärmt, so tritt ihr Wärmeinhalt ($3{,}57 \times 600 \times 0{,}32 = 685$ WE) als Summand in den Zähler und erhöht die Verbrennungstemperatur von 1674° auf 1964°. Dies geschieht in noch höherem Maße, wenn auch das Kohlenoxyd vorgewärmt wird.

Denkt man das ideale Isoliermittel entfernt, so findet ein Wärmeabfluß an die Umgebung statt. Würde dieser 15 % betragen (man kann ja annehmen, daß der ganze Schacht von Kühlwasser umgeben wäre, und die Messung auf diese Weise ermöglicht würde), so wird der Zähler und infolgedessen das Gesamtergebnis um 15 % kleiner.

Nicht immer bringt allerdings die Vermehrung des Luftüberschusses eine Erniedrigung der Verbrennungstemperatur mit sich, z. B. bei der Anwendung eines Unterwindgebläses oder von Saugzug bei einer Rostfeuerung. Dies hängt damit zusammen, daß die in der Zeiteinheit verbrannte Brennstoffmenge und daher die zugeführte Wärmemenge vergrößert wird. Da die gleichzeitigen Wärmeverluste ziemlich die gleichen bleiben, so entsteht doch ein Wärmegewinn, obwohl die mit den Essengasen abgeführte Wärmemenge wächst.

Bei der Verbrennung fester Brennstoffe z. B. im Schachtofen kommt ihre Vorwärmung vor der Entzündung in Betracht, welche die rechnerische Erfassung der Verbrennungstemperatur in Frage stellt.

In chemischen Lehrbüchern ist es üblich, die bei einer Reaktion entwickelten Wärmemengen auf das Mol oder Grammolekül zu beziehen; z. B. bedeutet

$$\underset{12}{C} + \underset{32}{O_2} = \underset{44}{CO_2} + 97200 \text{ cal,}$$ [2])

daß 12 g C mit 32 g O verbrennend 97200 cal liefern.

In dieser Weise stellt Richards viele seiner thermochemischen Tabellen in seinen »Metallurgical calculations«[3]) zusammen.

[1]) Spezifische Wärme für Luft, CO, O, N, H oder ein Gemisch aus diesen Gasen $= 0{,}303 + 0{,}000054 \cdot T$.

[2]) Bei endothermen Vorgängen erscheint ein Minuszeichen.

[3]) New York Mc Graw Publishing Comp., neuerdings ist die deutsche Übersetzung bei Springer in Berlin erschienen.

Diese Schreibweise hat große Vorzüge; jedoch hat der Verfasser gefunden, daß die alte, z. B. von Ledebur gehandhabte Darstellung für den Gebrauch des Hüttenmanns besser ist, weil unmittelbar Vergleichswerte geboten werden, wenn man die Wärmewerte auf 1 kg bezieht z. B.

1 kg C verbrennt zu CO_2 mit 8 100 WE [1])
1 » C » » CO » 2 473 »
1 » Fe » » Fe_2O_3 » 1 800 » usw.

Beide Schreibweisen lassen sich aber leicht gegenseitig übertragen:

12 g C verbrennen mit 97 200 cal zu CO_2
1 g C » » 8 100 » » »

Im Hüttenwesen spielt die Vereinigung der chemischen Körper mit dem Sauerstoff eine große Rolle, die zu dem Begriff der Oxydations- oder Verbrennungswärme führt. Man darf aber nicht vergessen, daß auch andere chemische Vorgänge Wärme erzeugen. So entsteht beispielsweise bei der Vereinigung von CaO oder FeO mit SiO_2 oder P_2O_5 Wärme. Es lassen sich noch viele Beispiele nennen.

Bei der Beurteilung eines Brennstoffs handelt es sich zunächst um den absoluten Heizeffekt oder Heizwert, den man mit Hilfe von Calorimetern bestimmt, bei denen die erzeugte Wärme in Wasser aufgenommen wird.

Wenn der Heizwert einer Steinkohle z. B. 7000 WE beträgt, so heißt dies: 1 kg dieser Kohle kann, wenn die Verbrennung eine vollständige ist, und alle Wärmeverluste ausgeschlossen werden, 7000 kg Wasser um 1°, oder 700 kg Wasser um 10° erwärmen [2]).

1 cbm O entspricht $\frac{79}{21} = 3{,}76$ cbm N

1 » O » $\frac{100}{21} = 4{,}76$ » Luft

1 » N » $\frac{100}{79} = 1{,}26$ » Luft

---

[1]) Andere nehmen 8080 W-E an.

[2]) Man kann auch die Dulongsche oder besser die sogenannte Verbandsformel anwenden, um überschlägig diesen Wert aus der chemischen Zusammensetzung vorauszubestimmen. Die letztere lautet:

$$W = \frac{1}{100}[8100 \cdot C + 29000 \cdot (H - {}^1/_8 \cdot O) + 2500 \cdot S - 600 \cdot W],$$ wobei

W = absoluter Heizeffekt in W-E für 1 kg
C = Gehalt an Kohlenstoff
H = » » Wasserstoff
O = » » Sauerstoff
S = » » Schwefel
W = » » Feuchtigkeit
(C bis W: in %)

Zahlentafel. Heizwerte.

	Nach Ledebur[1]) WE	Nach Richards[2]) WE
1 kg C verbrennt zu CO . . . . mit	2470	2430
1 » C » » CO_2 . . . . »	8080	8100
1 » CO » » CO_2 . . . . »	2400	2430
1 » Fe » » FeO . . . . »	1350	1173
1 » Fe » » Fe_3O_4 . . . . »	1650	1612
1 » Fe » » Fe_2O_3 . . . . »	1800	1746
1 » Mn » » MnO . . . . »	1730	1653
1 » Mn » » Mn_3O_4 . . . . »	1970	1988
1 » Mn » » MnO_2 . . . . »	2250	2278
1 » Si » » SiO_2 . . . . »	7830	6429
1 » P » » P_2O_5 . . . . »	5900	5895
1 » Cu » » CuO . . . . »	—	593
1 » Ti » » TiO_2 . . . . »	—	—
1 » Al » » Al_2O_3 . . . . »	7200	7270
1 » Zn » » ZnO . . . . »	—	1305
1 » Ni » » NiO . . . . »	—	1051
1 » Pb » » PbO . . . . »	—	245
1 » S » » SO_2 . . . . »	—	2164
1 » S » » SO_3 . . . . »	—	2872
1 » H » » Wasser . . . . »	—	34500
1 » H » » Wasserdampf . . . . »	28780	29030
1 » CH_4 (Methan) verbrennt zu CO_2 + Wasserdampf . . »	12000	—
2 » C_2H_4 (Äthylen) » » CO_2 + Wasserdampf . . »	11200	—
1 cbm CO verbrennt zu CO_2 . . . . »	—	3062
1 » CH_4 » » CO_2 + Wasserdampf . . . . . . »	—	8598
1 » C_2H_4 » » CO_2 + Wasserdampf . . . . . . »	—	14480
1 » H » » Wasserdampf . . . . »	—	2613

Zahlentafel. Grundwerte für Wärmerechnungen.

1 cbm	CO_2	= 1,97 kg;	1 kg	CO_2	= 0,51 cbm
1 »	CO	= 1,25 » ;	1 »	CO	= 0,80 »
1 »	H	= 0,09 » ;	1 »	H	= 11,20 »
1 »	CH_4	= 0,71 » ;	1 »	CH_4	= 1,41 »
1 »	C_2H_4	= 1,25 » ;	1 »	C_2H_4	= 0,80 »
1 »	O	= 1,43 » ;	1 »	O	= 0,70 »
1 »	SO_2	= 2,86 » ;	1 »	SO_2	= 0,35 »
1 »	N	= 1,26 » ;	1 »	N	= 0,80 »
1 »	Wasserdampf	= 0,80 » ;	1 »	Wasserdampf	= 1,25 »
1 »	Luft	= 1,29 » ;	1 »	Luft	= 0,77 »

[1]) Ledeburs Eisenhüttenkunde, Band I.
[2]) Richards Metallurgische Berechnungen.

1	cbm	CO	verbrennt mit	$^1/_2$	cbm	O	zu	1	cbm	CO_2	mit 3000 WE
1	»	H	» »	$^1/_2$	»	O	»	1	»	Wasserdampf	» 2600 »
1	»	CH_4	» »	2	»	O	»	1 2	» »	CO_2 Wasserdampf	» 8600 »
1	»	C_2H_4	» »	3	»	O	»	2 2	» »	CO_2 Wasserdampf	» 14500 »

1 cbm CO_2 oder CO oder CH_4 oder eines beliebigen Gemisches dieser Gase enthält 0,536 kg C. Im gleichen Sinne verbrennt 1 kg C zu 1,87 cbm CO_2 oder 1,87 cbm CO oder verbindet sich zu 1,87 cbm CH_4

1	kg	C	verbrennt mit	1,87	cbm	O	zu	1,87	cbm	CO_2
1	»	C	» »	0,93	»	O	»	1,87	»	CO
1	»	S	» »	0,70	»	O	»	0,70	»	SO_2

Alle Gasvolumina bei 0° und normalem Barometerstand betrachtet.

Spezifische Wärmen einiger Gase bei t°, bezogen auf 1 cbm[1])

a. Stickstoff, Sauerstoff, Wasserstoff, Kohlenoxyd, Luft $= 0{,}303 + 0{,}000054 \cdot t$

b. Kohlensäure $= 0{,}37 + 0{,}00044 \cdot t$

c. Wasserdampf $= 0{,}34 + 0{,}00030 \cdot t$

d. Methan $= 0{,}38 + 0{,}00044 \cdot t$

e. Äthylen $= 0{,}46 + 0{,}0006 \cdot t$

f. Schweflige Säure $= 0{,}36 + 0{,}0006 \cdot t$

	Gruppe a	b	c
bei 0°	0,303	0,37	0,34
» 100°	0,308	0,41	0,37
» 200°	0,314	0,46	0,40
» 300°	0,319	0,50	0,43
» 400°	0,325	0,54	0,46
» 500°	0,330	0,59	0,49
» 600°	0,336	0,63	0,52
» 700°	0,341	0,68	0,55
» 800°	0,347	0,72	0,58
» 900°	0,352	0,76	0,61
» 1000°	0,357	0,81	0,64
» 1500°	0,384	1,03	0,79
» 2000°	0,411	1,25	0,94

Für 1 kg lassen sich die Werte leicht umrechnen, z. B.

$$\text{Für 1 kg CO bei } 1000^0 = \frac{0{,}357}{1{,}25} = 0{,}286.$$

[1]) Meist nach Mallard und Le Chatelier, vgl. die Fußnoten Seite 7 und 8.

Die mittlere spezifische Wärme des reinen Eisens[1])

beim Erwärmen auf			300°	= 0,126
»	»	»	400°	= 0,130
»	»	»	500°	= 0,137
»	»	»	600°	= 0,142
»	»	»	700°	= 0,159
»	»	»	800°	= 0,170
»	»	»	900°	= 0,170
»	»	»	1000°	= 0,168
»	»	»	1100°	= 0,166
»	»	»	1200°	= 0,167
»	»	»	1300°	= 0,166
»	»	»	1400°	= 0,166[2])
»	»	»	1500°	= 0,167

Brennstoffe.

Man teilt sie nach verschiedenen Gesichtspunkten ein
1. feste, flüssige, gasförmige,
2. rohe, verkohlte oder verkokte,
3. natürliche (Holz), fossile (Torf, Braunkohlen und Steinkohlen).

Alle unsere fossilen Brennstoffe sind das Vermoderungserzeugnis des Pflanzenzellstoffes $C_6H_{10}O_5$. Das Vermodern geschieht unter Luftabschluß durch Wasser, Schlamm und Gesteinsmassen. (Verwesen oder Verfaulen dagegen bei Luftzutritt.) Dabei erfahren alle drei Elemente im Laufe der Zeit eine Abnahme, die durch das Auftreten gasförmiger Körper (Grubengas, Schlagwetter) bestätigt wird. Sauerstoff und Wasserstoff eilen aber dem Kohlenstoff vor. Dies gilt auch vom Sauerstoff gegenüber dem Wasserstoff.

Auf diese Weise ist die Verschiebung der chemischen Zusammensetzung erklärt, u. a. die starke, mit dem Alter des Brennstoffs fortschreitende Anreicherung des Kohlenstoffs (vgl. die folgende Zahlentafel).

Der Begriff der »reinen Brennstoffmasse« wird gegeben, wenn man dem Brennstoff Asche und Feuchtigkeit entzogen denkt. Nur auf diese Weise lassen sich Brennstoffe miteinander vergleichen. Hat ein Brennstoff z. B. 4 % Feuchtigkeit und 6 % Asche, so muß man alle Zahlen der chemischen Zusammensetzung und auch die der letzten beiden Spalten im Verhältnis von 100 : 90 kürzen. Dies muß man auch beim Entgasungsrückstand und bei den Entgasungserzeugnissen tun, aber bei ersterem dann 6 % (Asche), bei letzteren 4 % (Feuchtigkeit) wieder zuzählen.

Entgasungsrückstand bedeutet den Rückstand, der bei der Erhitzung unter Luftabschluß z. B. in der Leuchtgasretorte oder im Koksofen ver-

[1]) Nach Oberhoffer Doktorarbeit Aachen 1907 (Verlag Knapp in Halle). Ebenso Durrer desgl. 1915 und Stahl und Eisen, 1918, S. 777.

[2]) Nach Durrer vollzieht sich bei 1460° ein Sprung auf nahezu 0,20.

Rohe Brennstoffe, vom jüngsten bis zum ältesten fortschreitend.

	Chemische Zusammensetzung der reinen Brennstoffmasse				Entgasungs-rückstand	Flüchtige Entgasungs-erzeugnisse	Nutzbarer Wasserstoff	Wärme-leistung	Bemerkungen
	Kohlen-stoff	Wasser-stoff	Sauer-stoff	Stickstoff	der reinen Brennstoffmasse				
	%	%	%	%	%	%	%	WE	
1. Holz	50,5	6,2	42,3	1,0	25,0	75,0	0,91	4351	Asche 1—3%; Feuchtigkeit des lufttrockenen Holzes 17—20%.
2. Torf	60,0	6,0	32,0	2,0	35,0	65,0	2,00	5460	Asche 10—20%; Feuchtigkeit des lufttrockenen Torfes 25—35%.
3. Jüngere Braunkohle	69,5	5,5	25,0		45,0	55,0	2,37	6340	Asche 4—6%: Feuchtigkeit 42—50%. Brikettiert man die Kohle, so geht die Feuchtigkeit auf 12—15% zurück, und der Aschengehalt steigt auf 6—9%. Die Briketts haben einen Heizwert von etwa 4750 WE.
4. Ältere Braunkohle	75,5	5,5	19,0		50,0	50,0	3,13	7030	Asche 5—8%; Feuchtigkeit 11—26%.
5. Langflammige, nicht backende Steinkohle[1]	77,5	5,5	15	1—2	55,0	45,0	3,60	7350	Kommt im Ruhrgebiet nicht vor, aber in Oberschlesien und an der Saar. Hier wird sie unter der Bezeichnung »Flammkohle« als Hausbrand-, Kessel- und Flammofenkohle verwertet.
6. Gasflammkohle und Gaskohle (schwach backend[1])	82,0 bis 86,5	5,5 bis 5,0	11 bis 5	1 bis 2	65,0 bis 70,0	35,0 bis 30,0	3,85	7830 bis 8190	Wird im Ruhrbezirk als Flammofen-, Hausbrand-, Generatorkohle und Kohle zur Leuchtgasgewinnung verwendet. In Oberschlesien und an der Saar werden diese Kohlen als Fettkohlen zur Generatorgas- und Leuchtgaserzeugung und in Ermangelung eines besseren auch zur Kokserzeugung verwertet. Die geringe Beschaffenheit des Saarkoks und noch mehr des oberschlesischen Koks hängt damit zusammen.
7. Kurzflammige Backkohle (eigentliche Kokskohle[1])	89,5	4,5	4	1—2	78,0	22,0	4,00	8430	Kommt im Ruhrbezirk, in Niederschlesien und auch im Wurmrevier in guter Beschaffenheit, unter der Bezeichnung »Fettkohle« vor, fehlt aber, ebenso wie die folgenden Klassen, in Oberschlesien und an der Saar.
8. Magerkohle[1]	92,0	3,0	3	1—2	85,0	15,0	2,60	8230	Werden im Ruhrbezirk in großen Mengen gefördert und als Hausbrand-, Kessel und auch vielleicht als Flammofenkohle verwertet. Übergänge von Kokskohlen zu Magerkohlen heißen »Halbfette« oder »Eßkohlen«.
9. Anthrazit	94,0	2,0	2	1—2	92,0	8,0	1,75	8150	Wird in Deutschland nur in verschwindenden Mengen, dagegen in England und den Vereinigten Staaten in sehr großen Mengen gefördert. Die im Handel befindlichen Anthrazite sind in Deutschland fast immer Magerkohlen, wenn sie nicht englischen Ursprungs sind.

[1]) Der Aschengehalt beträgt bei Ruhrkohle und Oberschlesischer Kohle meist 3—7%, bei Saarkohle 6—10%. Der Feuchtigkeitsgehalt bei allen diesen Steinkohlen meist 2—4%.

bleibt. Unter »*nutzbarem oder verfügbarem Wasserstoff*« versteht man die Wasserstoffmenge, welche nach Bindung des im Brennstoff enthaltenen Sauerstoffs zu Wasser verbleibt, also z. B. bei Kokskohle

$$\underset{\mathrm{H}}{4{,}5} - (\underset{\mathrm{O}}{4} \cdot \tfrac{1}{8}) = 4{,}0.$$

Flüssige Brennstoffe kommen als Erdöl, Naphta, Petroleum, Masut, Teer, Teeröl, Naphtalin zur Anwendung.

Gasförmige Brennstoffe stellen Naturgas, Hochofengas, Koksofengas, Leuchtgas und Generatorgas dar.

Das letztgenannte soll kurz gekennzeichnet werden: Man erzeugt es in *Gaserzeugern* (*Generatoren*), indem man feste Brennstoffe (Holz, Torf, Braunkohlen, Braunkohlenbriketts, Steinkohlen, Koks, Anthrazit) bei beschränktem Luftzutritt verbrennt, um eine unvollständige Verbrennung durchzuführen, die möglichst viel CO, neben Kohlenwasserstoffen und Wasserstoff liefert.

Man setzt dem Gebläsewind (reiner Essenzug ist heute selten) fast immer etwas Wasserdampf zu und erzeugt so im Gegensatz zu reinem *Luftgas* (mit etwa 5 °/₀ H), *Mischgas* mit mäßigem H-Gehalt (meist 11 °/₀).

Dowsongas ist ein wasserstoffreiches Mischgas für Gasmaschinenbetrieb.

Mondgas ist ein sehr wasserstoffreiches Mischgas (26 °/₀ H), das in Rücksicht auf die Ammoniakgewinnung unter starkem Wasserdampfzutritt erzeugt wird.

Wassergas entsteht beim Durchleiten von Wasserdampf durch glühenden Koks im Sinne der Reaktion $H_2O + C = 2\,H + CO$. Es wird im Wechselbetriebe erzeugt, indem abwechselnd unter Luftzufuhr heiß geblasen und unter Wasserdampfzufuhr Gas erzeugt wird.

Die *Anwendung gasförmiger Brennstoffe* ist im Sinne folgender Erwägungen vorteilhaft, trotzdem an sich die Vergasung Wärmeverluste und Kosten bedingt:

a) Man kann mit geringerem Luftüberschuß verbrennen.

b) Man kann beliebig große Brennstoffmengen in der Zeiteinheit einführen. Wollte man das gleiche durch Rostfeuerung errreichen, so müßte man Rostflächen anwenden, für die vielfach gar kein Raum und gar keine Bedienungsmöglichkeit vorhanden ist.

c) Man kann die Verbrennung für eine größere Zahl Öfen zentralisieren und alle daraus erwachsenden Vorteile genießen (vorteilhafte Brennstoffanfuhr und Aschenabfuhr, volle Ausnutzung der Bedienungsmannschaft, leichte Beaufsichtigung usw.). Auch kann man die Rauchplage beseitigen.

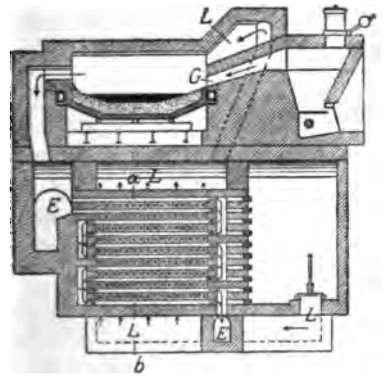
d) In neuerer Zeit kommt auch bisweilen die Tieftemperaturvergasung mit ihren Nebenerzeugnissen in Betracht (Schmieröle), ebenso auch die Erzeugung von Ammoniak usw.

e) Man kann Gas und Luft vorwärmen und dadurch hohe Verbrennungstemperaturen erzeugen. Martinöfen sind aus diesem Grunde ohne Gasfeuerung undenkbar.



f) Man kann die Temperatur gut regeln, auch reduzierende und oxydierende Flamme erzeugen.

Unter Halbgasfeuerungen versteht man Gasfeuerungen, bei denen der Gaserzeuger unmittelbar an den Ofen angebaut ist, so daß die Gase



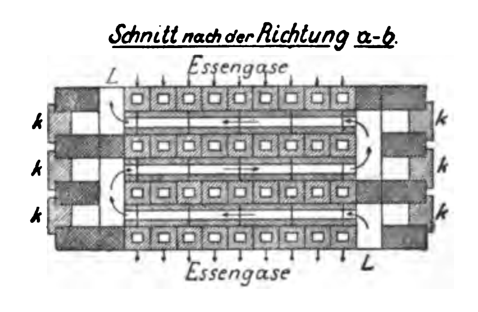


Abb. 1. Halbgasfeuerung, verbunden mit einem Rekuperator. (Schmiedeofen von Bender & Främbs, Stahl und Eisen, 1914, S. 725.) Rechts sieht man den Gaserzeuger, durch Gebläsewind, der unter dem Rost einströmt, betrieben. Die Feuergase ziehen durch die quadratischen Kanäle, die Sekundärluft, durch denselben Ventilator unten rechts eingeführt, durch ebensolche Kanäle des Rekuperators. Sie gelangt dann nach oben, um schließlich in den Ofenraum auszutreten. G = Gas, L = Luft, E = Essengase, K = Reinigungsöffnungen.

mit der vollen Gaserzeugertemperatur eintreten. Sie verbrennen unter Luftzuführung, die vor Eintritt in den Herd erfolgt. Dabei wird die Luft unter dem Herde, in Mauerwerkskanälen (Systeme Bicheroux und Boetius) oder auch in Rekuperatoren (Wärmespeicher) durch die abziehenden Essengase vorgewärmt (Abb. 1). Rekuperatoren werden auch bei reinen Gasfeuerungen angewendet.

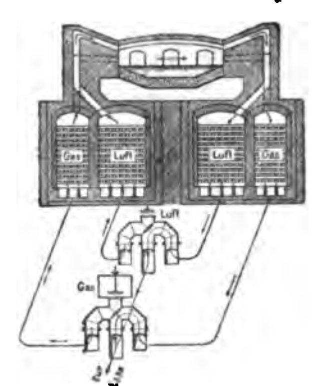


Abb. 2. Siemens-Martinofen, in schematischer Darstellung als Beispiel für Umschaltfeuerung (Regenerativfeuerung).

Unter Regenerativ- oder Umschaltfeuerung versteht man eine Feuerung mit Wärmespeichern (Kammern), bei der abwechselnd Gas und Luft und anderseits die Essengasse nach links und rechts gesteuert werden. Die Wärme der letzteren wird zur Vorwärmung von Gas und Luft ausgenutzt. Die Umschaltfeuerung ist die typische Feuerung für Siemens-Martinöfen, deren Namen Siemens als Erfinder kennzeichnet (Abb. 2).

Das **Verkoken oder Verkohlen** führt man aus mehrfacher Veranlassung aus.

Man entlastet den Ofen von der Wärmeausgabe für Trocknung und Zersetzung der rohen Brennstoffe, konzentriert den Heizwert auf eine

geringere Menge und spart dadurch an Transportkosten, kann Nebenerzeugnisse gewinnen, die im andern Falle verloren gehen würden und kann höhere Verbrennungstemperaturen erzeugen, einmal deshalb, weil die Menge der Verbrennungsgase verringert wird, und anderseits, weil verkokte oder verkohlte Brennstoffe schwerer entzündlich sind und sich deshalb auf höhere Temperatur vorwärmen lassen. Das letztere ist sehr wesentlich gerade bei Schachtofenvorgängen.

Feuerfeste Baustoffe.

Man unterscheidet saures (besser gesagt »kieselsaures«) und basisches Material.

Das letztere besteht aus gebranntem Dolomit oder Magnesit und wird im Windfrisch- und Martinofenbetriebe benutzt, um eine basische Schlacke anwenden und die Entphospherung durchführen zu können.

Beim sauren Material bildet die Kieselsäure den Hauptbestandteil, und zwar kann man das Ziel auf zwei Wegen erreichen, die dadurch gekennzeichnet sind, daß reine SiO_2 (Bergkristall) und anderseits reines Aluminiumsilikat z. B. Kaolin ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ mit 46,8 % Al_2O_3 im gebrannten Zustande) ungefähr die gleiche Segerkegelzahl, also die gleiche Erweichungstemperatur besitzen.

Der erste Weg wird beim Martinofenbau beschritten, indem Dinas- und Silikasteine mit etwa 97—98 % SiO_2 unter Bindung durch etwas CaO und Ton verwendet werden, der andere beim Bau von Hochöfen, Kupolöfen, Flammöfen, Schweißöfen, Wärmöfen, Dampfkesseln, Koksöfen usw. Allerdings ist der Tonerdegehalt sehr verschieden. Beim Hochofenbau verwendet man Steine mit 32—42 % Al_2O_3, bei Schweißöfen, Flammöfen, Dampfkesseln solche mit nur 15—20 % Al_2O_3.

Es wird plastischer Ton (Bindeton) mit Magerungsmitteln vermengt, ohne deren Zusatz die Steine nicht rißfrei trocknen und noch viel weniger gebrannt werden können. Als Magerungsmittel verwendet man Mahlgut von Schamotte, d. i. gebrannter Ton (Schamottsteine für Hochöfen, Cowper, Kupolöfen) oder auch das Mahlgut von alten Steinen, Quarz, Tonflaschenscherben und auch Sand für geringere Anforderungen. Die Beurteilung solcher feuerfester Steine darf nicht einseitig auf chemischer Grundlage (Al_2O_3 und Flußmittel)[1]) erfolgen, sondern muß auch die Aufbereitung der Rohstoffe, u. a. die Korngröße und Kornform, das Herstellungsverfahren und das Brennen berücksichtigen.

Sogenannte deutsche Dinassteine sind Steine mit etwa 85 % Al_2O_3. Klebsand ist ein toniger Sand mit etwa 92 % SiO_2, der als Stampfmasse verwendet wird.

Manche bezeichnen hochtonerdehaltige Steine als »basische« Steine, was aber nicht empfehlenswert ist, weil es zu Verwechslungen Anlaß geben kann.

[1]) Flußmittel sind CaO, MgO, FeO, Fe_2O_3, MnO und Alkalien.

II. Schweißeisenerzeugung.

4. Rennverfahren.

Die älteren Rennverfahren stellen die älteste Art der Eisenerzeugung dar, sind aber in allen Kulturländern ausgestorben. Das, was als modernes Rennverfahren noch Interesse hat, soll weiter unten beschrieben werden; es ist von den alten Verfahren sehr verschieden.

Rennen d. h. »rinnen machen« heißt: »Aus Erzen unmittelbar schmiedbares Eisen in Gestalt von Schweißeisen (Luppe oder Stück) herstellen«, im Gegensatz zu dem Umwege über das Roheisen, der unserer modernen Anschauung geläufig ist. Die großen Eisenverluste durch Verschlackung, die hohen Lohnausgaben, die geringen Erzeugungsmengen und der Umstand, daß man ausschließlich auf Holzkohlen als Brennstoff angewiesen war, haben diesen Umschwung hervorgebracht. Immerhin waren alte Rennverfahren auch in Kulturländern noch Mitte vorigen Jahrhunderts im vollen Betriebe und die Bestrebungen sie wieder aufleben zu lassen, sind bis in die allerneueste Zeit fortgesetzt, wie wir weiter unten sehen werden. In entlegenen Gebirgstälern sind sie auch heute noch vereinzelt anzutreffen und bei wilden Völkerschaften noch in uneingeschränktem Betriebe (vgl. Bd. I, S. 2 und Abb. 3—7).

In Deutschland wurden die letzten Renn- oder Luppenfeuer in Schmalkalden um 1840, in Steiermark die letzten Stücköfen um 1830 und in Schweden die letzten Rennfeuer um 1850 eingestellt. In den Vereinigten Staaten waren 1890 noch Rennfeuer ältester Form am Lake Champlain im Betriebe. Seitdem hat man allerdings nichts mehr von ihnen gehört.

Das Erzeugnis der schwedischen Rennfeuer waren 0,4 kg schwere Stücke, die man »Osmund« nannte[1]). Es war Ausfuhrgut. Auch in Deutschland gab es Werke, die den Osmund weiter verarbeiteten, z. B. zu Draht. Später ging der Name stillschweigend auf Erzeugnisse der schwedischen Frischfeuer über, die an die Stelle der Rennfeuer traten. Dies geschah um so mehr, als die Rennfeuer bei etwas zu starkem Winde immer Roheisen lieferten und 10 mal soviel Brennstoff verbrauchten wie Frischfeuer.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1897, S. 730 (Axel Wahlberg).

Das Rennverfahren kann in einfachen Gruben (Rennfeuern oder Luppenfeuern) und in Stücköfen jeder Größe ausgeübt werden. Die Steiermärker und Schmalkaldener (Hennegauer) Stücköfen erreichten die Größe von Holzkohlenhochöfen (bis zu 3 t Erz tägliche Schmelzleistung)[1]) und gingen vielfach in sie über. So berichtet Schwedenborg von Öfen, die zeitweise als Stücköfen und zeitweise als Hochöfen betrieben wurden[2]).

Beide Vorgänge sind nahe mit einander verwandt. Der Unterschied besteht lediglich darin, daß beim Stückofen und Rennfeuer die Temperatur niedriger ist. Als man die Schachthöhe vergrößerte und dadurch gezwungen war, stärker zu blasen und Wasserkraft anzuwenden, wurde die Temperatur von selbst höher, und so wurde neben und statt der Luppe flüssiges stahlartiges Roheisen erzeugt. Daß dies nicht erwünscht war und Strafen einbrachte, bis man es zu verwenden gelernt hatte, ist im Band I, S. 8 ausgeführt.

Der Hergang war sehr einfach. Der Herd oder Stückofen wurde vorgewärmt und dann wechselweise mit Holzkohlen und Eisenerzen beschickt. Die dünnflüssige schwarze Schlacke wurde abgestochen. Auf der Sohle bildete sich eine Luppe, die aus zusammengeschweißten Eisenkrystallen bestand. War sie groß genug, hörte man auf zu blasen und hob oder zog sie seitwärts heraus, nachdem man im letzteren Falle die Ofenbrust aufgebrochen hatte. Dann wurde der Ofen ausgebessert, und der Vorgang begann von Neuem. Vielfach benutzte man nicht einmal ein Gebläse. Der natürliche Zug oder der Wind (man legte dann den Stückofen auf einem Berge an) genügte.

Unter solchen Rennverfahren ist das Corsikan- und das Katalanschmieden[3]) durch französische Reiseberichte näher bekannt geworden[4]) (Abb. 7). Das letztere wurde in Gruben von 0,6 m □ und 0,7 m Tiefe ausgeübt. Die Wände wurden von schweren Eisenbalken gebildet. Eine Hitze dauerte beispielsweise 6 Stunden. In dieser Zeit wurden 487 kg Erz bei einem Aufwande von 545 kg (2,4 cbm) Holzkohlen verschmolzen und 152 kg ausgeschmiedete Stangen erzeugt. Das Ausbringen betrug also 31 % und der Holzkohlenaufwand 360 %.

Interessant ist es, daß etwa die Hälfte des Erzes in pulverförmigem Zustande eingeführt werden mußte, um die Bildung einer eisenreichen Schlacke zu begünstigen und die Entstehung gekohlten Eisens zu hintertreiben. Die Erze wurden, um sie aufzulockern, vorher geröstet. Die im ganzen Herde verteilten Eisenkrystalle mußten mit der Brechstange zusammengeballt werden und die Luppe durch Loswuchten vom Schlackenloch her herausgehoben werden. Sie wurde dann durch Ausheizen und

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 439.
[2]) Ledebur, Stahl und Eisen, 1891, S. 219, auch Beck »Geschichte des Eisens«.
[3]) In französischen und spanischen Pyrenäenländern ausgeübt.
[4]) Beck, Geschichte des Eisens, Abt. I, S. 784 und 789.

Ausschmieden unter dem Hammer so weit wie möglich von der Schlacke befreit.

Bei Stahl- und Feinkornerzeugung verwandte man dichtere Holzkohlen (Eichenkohlen), setzte weniger Feinerz und stach die Schlacke weniger häufig ab, auch wählte man schwerreduzierbare, manganreichere Erze, und gab auch der Form geringere Neigung.

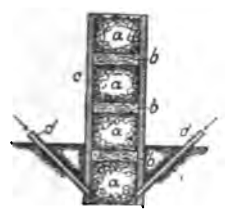


Abb. 3. Erzeugung Indischen Rennstahls. *a* = Holzkohle, *b* = Eisensand, *c* = Ringe aus gebranntem roten Ton, *d* = Bambusrohre. Es werden 10 kg Eisen in 4 Stunden erzeugt. Erz: Holzkohle = 1 : 2 nach Iron Age 1912, S. 764.



Abb. 5. Steiermärker Stückofen, etwa 4 m hoch. Er setzte 50—60 Ztr. Erz in 24 Stunden durch und erzeugte in der gleichen Zeit eine Luppe von 12—16 Ztr. Gewicht, die nach Einbrechen der halbmondförmigen Brust herausgezogen wurde. Stahl und Eisen, 1907, S. 439.

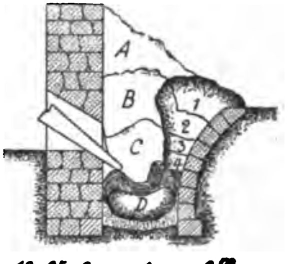


Abb. 7. Katalanschmieden im Rennherd, in den Pyrenäen. Links sieht man die schräg nach unten blasende kupferne Form, rechts ist der Herd mit Eisenbalken ausgekleidet. Er ist quadratisch, an der Basis 60×60 cm. Die Schmelze beginnt damit, daß etwa 10 Ztr. Erz derart gepocht werden, daß die Hälfte pulverförmig ist. Dieses Erzpulver wird mit Wasser befeuchtet und seitwärts aufgehäuft. Dann werden unten Holzkohlen eingebracht und festgestampft; von der Form ab, an der Formwand Holzkohlen, an der gegenüberliegenden Seite Stückerz. Um diese Trennung zu ermöglichen wird ein Blech eingestellt. Beim Blasen sinken die Massen nieder. Es werden Holzkohlen und nasses Erzpulver aufgegeben. Die Buchstaben *A B C* deuten Holzkohlenschichten, die Zahlen *1 2 3 4* Erzschichten an. Herausschlagende Flammen werden mit feuchtem Erzpulver (Greillarde) gelöscht. *D* deutet die Luppe an. Der Boden wird aus Natursteinen gebildet, die auf einer gestampften Sohle ruhen. Vgl. Beck, die Geschichte des Eisens, I. Abt., S. 793 u. ff.

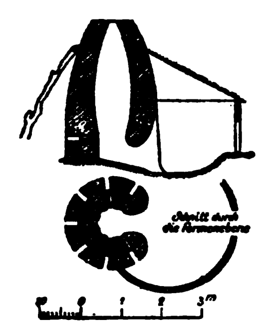


Abb. 4. Stückofen in Togo. Ohne Gebläse, mit natürlichem Zuge betrieben. Er wird mit 1,4 cbm Holzkohle und 120 kg Eisenerz beschickt. Nach 3 Tagen ist er durchgebrannt. Eine Luppe von 25—30 kg fällt zu Boden und wird seitwärts herausgezogen. Nach Hupfeld Stahl und Eisen, 1900, S. 347.

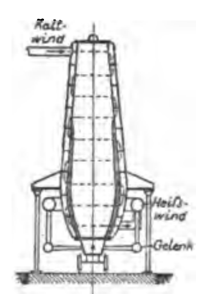


Abb. 6. Kontinuierlicher Stückofen in Wärtsilä in Finnland. Er ist aus einem schwach ausgekleideten Blechkörper gebildet, der gleichzeitig zur Windvorwärmung dient. Unten ein ausfahrbares Gestell mit Gelenkanschlüssen für die Düsen. Erzeugungsmenge = 2,5 t. Stahl und Eisen, 1887, S. 470.

Einen indischen Stückofenbetrieb stellt Abb. 4 in Bd. I und hierunter Abb. 3 dar. Bei einem Ausbringen von 40 % wird in 24 Stunden eine Luppe (Deul) von 80 kg Gewicht bei einem Holzkohlenaufwand von 250 % erblasen[1]).

[1]) Vgl. von Schwarz, Stahl und Eisen, 1901, S. 277 und Iron Age, 1912, S. 764.

Der berühmte indische Wootzstahl[1]) ist dagegen kein Rennstahl, sondern Temperstahl. Seine Erzeugung beruht darauf, daß ein Gemisch von Erz- und Holzkohlenpulver unter Zugabe von Flußmitteln im Tiegel flüssiges stahlartiges Roheisen ergibt[2]). Das erstarrte Eisen (Kurs) läßt man ganz langsam erkalten und tempert es dann, in einen Brei von Erzklein und Ton gehüllt.

Auch mit dem gleichfalls in Indien hergestellten Damaszenerstahl haben diese Rennfeuererzeugnisse nichts zu tun. Er ist ein Tiegelgußstahl.

Einen Stückofenbetrieb in Togo kennzeichnet Abb. 4. Der Ofen wird ohne Gebläse, mit natürlichem Zug betrieben. Abb. 5 zeigt einen Steiermärker Stückofen.

Das obenerwähnte Bloomary-Verfahren in Amerika[3]) wurde in Feuern, mit Wasser gekühlten eisernen Wänden (750 × 900 m/m, bei 500 m/m Tiefe) mit heißem Winde von 1 kg Pressung ausgeübt. Zuerst wurde in der vorgewärmten und mit Holzkohlen gefüllten Grube ein Schwalboden aus Erz und Schlacke eingeschmolzen. Alle zehn Minuten wurde Erzklein, mit Holzkohlenklein gemischt, aufgegeben und auch eisenreiche Schlacke zugesetzt. Man ließ häufig Schlacke ab und zog alle drei Stunden eine Luppe von 150—200 kg Gewicht heraus, die in Stücke von 20—50 kg zerschrotet wurde. Wedding bezeichnet diese Arbeitsweise als »deutsche Rennarbeit«.

Ein sehr ernster Versuch, um die Rennverfahren wirtschaftlich zu gestalten, unternahm Husgafvel auf dem finnischen Werk Wärtsilä[4]) (vgl. Abb. 6). Der Stückofenbetrieb wurde, um die Wärmeverluste des unterbrochenen Betriebes zu vermeiden, kontinuerlich gestaltet. Es wurde der untere Teil durch ein ausfahrbares Gestell gebildet, das die Luppe in sich aufnahm. Gleichzeitig mit seiner Entfernung trat ein neues Gestell an seine Stelle. Erzeugung = 2,5 t Eisen täglich bei 115 kg Holzkohlen auf 100 kg Eisen. Eigenartig ist der Aufbau des Ofens aus Eisenblech und die Windvorwärmung. (Ob diese Anordnung richtig war, mag dahingestellt sein). Dieser Stückofen wurde mit Seerzen betrieben, die für den neben ihm arbeitenden Hochofen nicht geeignet waren. Die Schlacke enthielt 30 % Fe, sie wurde dem Hochofen übergeben. Man erzeugte ein Eisen mit etwa 0,5 % C, das im Martinofen verschmolzen wurde. Es war sehr schlackenreich.

Beim Übergang zur Stahlerzeugung verlängerte man die Durchsatzzeit und erhöhte die Windtemperatur. Von diesem Verfahren ist später nichts mehr verlautet.

[1]) von Schwarz, Stahl und Eisen, 1901, S. 209.

[2]) Vgl. die Versuche des Verfassers mit Stückerz und Feinkoks usw., Stahl und Eisen, 1912, S. 742.

[3]) Stahl und Eisen, 1891, S. 110.

[4]) Stahl und Eisen, 1887, S. 470, ebenda 1889, S. 35.

Die chemischen Vorgänge beim Rennverfahren.

Es finden dieselben Reduktionsvorgänge wie beim Hochofen statt:

$$Fe \cdot O^{1)} + C \quad = Fe + CO$$
$$Fe \cdot O \quad + CO = Fe + CO_2$$

Für die Erzeugung von Eisenschwamm, also reinem Fe genügt eine verhältnismäßig niedrige Temperatur (etwa 700—900°), wenn man reine Eisenoxyde anwendet. Was anderes ist es bei gewöhnlichen Eisenerzen, weil hier die Gangart eine wichtige Rolle spielt. Nehmen wir an, daß sie aus SiO_2 besteht, so ergibt sich folgendes Schema:

FeO
↙ ↘
SiO_2 C
$Fe \cdot O + C = Fe + CO$

Einerseits wird das Eisenoxydul von Kieselsäure in Anspruch genommen, anderseits von reduzierenden Einflüssen. Im Rennfeuer ist die Temperatur niedrig. Hier wird der erstere Vorgang nur insoweit ausgeschaltet, als auf ihn meist die Hälfte des Eisens entfällt. Bei armen Erzen aber auch mehr. Kalkreiche Erze ließen sich überhaupt nicht verarbeiten, weil sie keinen richtigen Schlackenfluß ergaben. Man hätte durch Zuschläge abhelfen können, kannte auch wohl dies Verfahren, mußte aber dann befürchten, bei nur etwas höherer Temperatur Roheisen oder stahlartiges Übergangseisen statt des Luppeneisens zu erhalten.

Es mußte eben der Schlackenfluß dadurch bewirkt werden, daß in selbstregelnder Weise ein Teil des Fe unreduziert blieb und in die Schlacke ging.

Daß beim normalen Verlaufe keine Kohlung des Eisens erfolgte, wird durch die frischende Wirkung der eisenreichen Schlacke erklärt. War zufälligerweise gekohltes Eisen entstanden, so vollzogen sich bei Berührung mit dieser Schlacke dieselben Vorgänge wie beim Frischherd und Puddelofen d. h. das in der Schlacke gelöste Fe_3O_4 wirkte ein:

$$Fe_3O_4 + C = 3\,FeO + CO$$

Stieg die Temperatur über das normale Maß, so wurde die Schlacke eisenärmer. Dann konnte sich das Eisen kohlen. Bis zu einem gewissen Grade war dies erwünscht, wenn man Feinkorn und Stahl erzeugen wollte, die auch in alten Überlieferungen genannt werden[2]). Darüber hinaus war es unerwünscht.

[1]) Unter Fe · O soll eine beliebige Eisen-Sauerstoffverbindung verstanden werden.

[2]) Es ist nicht möglich zu entscheiden, ob unsere Vorfahren ihre Schwerter aus Rennstahl geschmiedet haben, oder weiches Schmiedeeisen zementiert haben. Wahrscheinlich sind beide Verfahren nebeneinander hergegangen.

Das so entstehende stahlartige Roheisen konnte auch in der Stückofentemperatur schmelzen und so erschien neben der Luppe flüssiges Roheisen. Um dies zu verhindern, hätte man mit geringer Ofenhöhe und schwachem Gebläse arbeiten müssen, aber dann eine noch geringere Erzeugungsmenge erhalten. Daher finden wir überall in den Überlieferungen erwähnt, daß Feinerz oder gepochtes Erz eingemöllert oder in das Feuer regelrecht hineingestoßen wurde. Dieses Feinerz wurde nur zum kleinen Teile reduziert, es fiel größtenteils der Verschlackung anheim, vermehrte die Schlackenmenge und die frischende Kraft der Schlacke.

Um den Unterschied beim Verschmelzen von stückigem Erz und Feinerz zu verstehen, mag der Leser im Bd. I nachlesen[1]). Das Rennverfahren ist dort vom Verfasser als ein abgebrochenes Hochofenverfahren dargestellt. Es sind Mischkrystalle von Fe und Eisenschlacke entstanden; jedoch fehlt die Temperatur, um das Fe der letzteren zu reduzieren. So ist auch nicht die Möglichkeit gegeben, gekohltes Eisen zu erzeugen. Die eben erwähnten Mischkrystalle machen den hohen Schlackengehalt des Eisens verständlich. Es gelingt auch aus diesem Grunde bei sorgfältigem Ausschmieden (Zängen) nicht, die letzten Schlackenteile zu entfernen.

Mangan wird zum allergrößten Teile verschlackt. Es drängt sich dabei vor und begünstigt die Entstehung einer dünnflüssigen, eisenärmeren Schlacke, die nicht stark frischt. Daher finden wir zur Stahlerzeugung manganreichere Erze verwandt und daher erfolgte der Übergang vom Stückofen zum Hochofen gerade in Ländern mit manganreichen Spateisensteinen (Siegerland, Schmalkalden, Steiermark).

Phosphor wird im Sinne der Ausführungen im Bd. I verschlackt. Die Vorbedingungen zur Entphospherung d. i. basische Schlacke und kohlenstoffreies Eisen sind ja gegeben. Bei der Stahlerzeugung ist naturgemäß die Entphospherung weniger gut. Versuche in Wärtsilä ergaben, daß beim Verschmelzen von Seerzen auf Roheisen 1,5 % P vom Eisen aufgenommen wurde, bei Stahl mit 0,5 % C 0,7—0,8 %, bei weichem Eisen nur 0,3 %.

Silizium wird nur in ganz geringer Menge vom Eisen aufgenommen.

Schwefel. Eine Entschwefelung durch Verschlackung kann beim Rennbetriebe nicht stattfinden, weil die Schlacke eisenhaltig ist. Auch sonst kann keine Entschwefelung eintreten, was im Gegensatz zu unseren modernen Verfahren einen großen Mangel darstellt, der sicher zu zahlreichen Mißerfolgen geführt hat.

Es sollen hier einige Analysenergebnisse folgen:

---

[1]) Reduktionsvorgänge im Lichte der Verschlackungstheorie, S. 458. Vgl. auch den Versuch des Verfassers mit Dillenburger Stückerz und Purple ore, Stahl und Eisen, 1912, S. 749.



Schweißeisen aus Katalanschmieden nach François [1])

Fe	94,87	93,04
Mn	0,52	0,025
Si	0,037	0,020
C	Spur	0,42
Schlacke	4,56	6,32
Zusammen	99,90	99,825

Renn- und Stückofenschlacken.

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.
SiO_2	33,00	29,01	33,0	32,87	24,60	68,35	34,93
FeO	39,87	51,07	28,1	49,38	49,74	7,73	39,38
Fe_2O_3					4,93		0,44
MnO	13,00	2,09	18,7	1,01	0,40	0,15	7,08
CaO	7,20	2,06		6,45	5,37	4,16	2,26
MgO	2,35	9,02	20,6		2,22	1,99	1,89
Al_2O_3	3,65	4,03		5,97	0,80	13,75	9,40
P_2O_5				0,88	0,40		0,25
ZnO				0,11			
TiO_2					6,26		
S					0,37		
Eingemengtes Fe	1,20				3,68		
Eingemengte Kohle					0,33		
Alkalien						3,00	
Zusammen	100,27	97,28					

a. Katalonische Rennfeuerschlacke nach François. Beck, Geschichte des Eisens Abt. I, S. 801.
b. Stückofenschlacke nach Karsten, ebenda, S. 825.
c. Rennschlacke aus den Pyrenäen (Stahlerzeugung) nach François, Stahl und Eisen, 1884, S. 253.
d. Zerennschlacke aus Rothehülle im Harz.
e. Nordamerikanische Rennfeuerschlacke von Egleston, Stahl und Eisen, 1884, S. 254.
f. Schlacke eines kleinen afrikanischen Stückofens, ebenda (Ledebur).
g. Stückofenschlacke aus Eisenberg in der Pfalz, römischen Ursprungs, Stahl und Eisen, 1884, S. 633.

Der Leser sei im Übrigen auf den Text der Abbildungen verwiesen.

Die neueren Rennverfahren.

Sie verfolgen ein ganz anderes Ziel, nämlich die Erzeugung von Eisenschwamm. Sie beruht auf den folgenden Laboratoriumsversuchen: Stellt man in eine heizbare Röhre ein Schiffchen mit Eisenerz und leitet ein reduzierendes Gas (CO, H, Generatorgas, Leuchtgas) darüber, so entsteht Eisenschwamm d. h. ein voluminöses Haufwerk aus reduziertem Eisen, innig vermischt mit Gangart. Dasselbe erhält man, wenn man

[1]) Beck, Geschichte des Eisens, Abt. I, S. 801.

ein Gemisch von Feinerz und Kohle im bedeckten Tiegel erhitzt. Eine hohe Temperatur ist besonders im ersten Falle nicht erforderlich. Dies Verfahren ist einfach. In der Praxis stößt man aber auf allerlei Schwierigkeiten: Der Eisenschwamm ist pyrophorisch, muß also entweder unter Luftabschluß abgekühlt oder unmittelbar in ein Schmelzbad versenkt werden. Die Gangart kann nur mit Schwierigkeit und niemals vollkommen abgeschieden werden, sodaß eine unmittelbare Verwendung ausgeschlossen ist. Er ist so voluminös (1 Raummeter wiegt 1,25 t), daß er zusammengepreßt werden muß. Versuche, die angestellt sind, um Heizung und Reduktion gemeinsam auszuführen, indem das Heizgas gleichzeitig als Reduktionsmittel benutzt wird, sind begreiflicherweise fehlgeschlagen, weil CO_2 und Wasserdampf den Vorgang stören. Man ist daher auf geschlossene Gefäße angewiesen, was das Verfahren sehr umständlich macht. Durch diese praktischen Schwierigkeiten ist bei den zahlreichen Versuchen und Patentanmeldungen, die bis in die neueste Zeit hinein unternommen sind, stets ein Mißerfolg herbeigeführt, abgesehen von Verfahren, die ebenso gut auch als Brikettierverfahren für Feinerze angesprochen werden können, und von denen unten noch die Rede sein wird.

Der Leser, der sich für diese Verfahren interessiert und dem die hierunter folgende Zusammenstellung einer Auslese nicht genügt, sei auf Becks Geschichte des Eisens und Weddings Ausführliches Handbuch der Eisenhüttenkunde[1]) verwiesen.

a) Chenot, dessen Erfindung (1846) seinerzeit großes Aufsehen machte (er erhielt 1855 die große goldene Medaille) und auch in großem Maßstabe in die Praxis eingeführt wurde, reduzierte in Retorten durch feste Kohle. Zur Retortenheizung verwandte er die Abhitze von Schweißöfen. Der Eisenschwamm fiel in einen gegen Luft abgeschlossenen Kühlraum und ging dann durch eine von Chenot 1854 erfundene elektromagnetische Sortiermaschine. Chenot wollte auch Einsatzmaterial für Tiegel herstellen und eine Zementation unmittelbar anschließen. Er hat keinen Erfolg gehabt.

b) Verfahren von Bull (Stahl und Eisen, 1882, S. 325). Ein Hochofen sollte in gewöhnlicher Weise angeblasen, dann aber bei vermindertem Kokssatz mit Wassergas betrieben werden. Mißerfolg.

c) Verfahren von Siemens (Stahl und Eisen, 1883, S. 253). In einer rotierenden, mit Gas geheizten Trommel wurde ein Gemisch von Feinerz mit Kohlenmehl erhitzt. Es sollte Hufstabeisen hergestellt werden, was aber trotz Flußmittelzugabe nie gelang. Die Luppen wurden dann einem Martinofen zugeführt. Das Verfahren wurde in Pittsburg versuchsweise ausgeführt.

d) Verfahren von Eames (Stahl und Eisen, 1891, S. 110). Es wurden reine Magnetfeinerze mit Koks zusammen gemahlen und auf der Sohle eines Flammofens ausgebreitet. Es bildete sich Eisenschwamm, der wie tauender Schnee zusammengerollt und in einer Luppenmühle von der Schlacke befreit wurde. Die Luppen wurden einem Martinofen übergeben. Um die Verschlackung des Fe einzuschränken, wurde dem Gemisch Kalk zugefügt. Das Verfahren war in Pittsburg im Betrieb. Nach Howe brachte man aber niemals Luppen heraus, die mehr als 62 % Fe enthielten.

---

[1]) Beide bei Viehweg in Braunschweig erschienen.

e) Blair, (Stahl und Eisen, 1887, S. 182 und 1891, S. 112), ordnete auf dem Gewölbe eines Martinofens 3—4 Kammern an. In diesem wurden die Erze durch Naturgas reduziert, und der Eisenschwamm fiel in den Ofenraum.

f) Adams (ebenda) reduzierte in stehenden Retorten durch vorgewärmte Generatorgase und ließ den Eisenschwamm in ein Eisenbad fallen.

g) von Ehrenwerth, (Stahl und Eisen, 1891, S. 978 und 1892, S. 224, 775), wollte Eisenschwamm in einem Schachtofen erzeugen, der in einen Martinofen fallen sollte. Wie oben gesagt ist eine solche Reduktion im Schachtofen von vornherein aussichtslos. v. E. entwickelt aber bei dieser Gelegenheit den Vorschlag, durch den Kohlenstoff im Martinofenbade Eisenerze zu reduzieren, wie es später bei unseren Roheisenmartinierverfahren geschehen ist.

h) Bourcoud (Stahl und Eisen, 1908, S. 1680) zieht statt des Martinofens einen elektrischen Ofen heran und reduziert durch CO, das er, auf 1200° erhitzt einführt.

i) Günther (Stahl und Eisen, 1896, S. 981) wollte stehende Retorten über der Hochofengicht anordnen und durch die Gichtgase reduzieren (vergl. Band I).

k) Simmersbach (Stahl und Eisen, 1905, S. 1188) wollte in einem hohlwandigen, mit Gas geheizten Schachtofen Erz erhitzen und als Reduktionsmittel Gas einführen. Der Eisenschwamm sollte dann in ein Wasserbad fallen.

Die oben genannten zum Erzbrikettieren übergehenden Verfahren werden typisch durch die Anlage in Höganäs [1]) dargestellt, die einer Anregung von Gröndal entsprungen ist. In einem Ringofen, der durch Generatorgas geheizt wird, werden Kapseln erhitzt, die mit einem Gemisch von Magnetfeinerz (Gellivara 71 % Fe), Kohlen und etwas Kalk beschickt sind. Die Luppen (96—97 % Fe, 0,012 P, 0,02 S), werden, nachdem das Volumen durch Pressen auf 1/5 verringert ist, im Martinofen verschmolzen. Die Anlage soll jährlich 40 000 t Eisenschwamm erzeugen. Die Temperatur steigt in 90 Stunden auf 1050°. Die Wahl des Ringofens scheint eine glückliche Idee zu sein.

Auch bei andern Eisenerzbrikettierverfahren spielen die Rennverfahren mit hinein. Der Leser mag dies im Bd. I beim Heberleinverfahren nachlesen.

Auch der Elektrische Ofen ist zu nennen; wenigstens war es Staßano's (1898) ursprüngliche Idee, reiche reine Elbaerze, mit Holzkohlenabfällen vermischt, im elektrischen Schachtofen niederzuschmelzen, um — allerdings im Gegensatz zu den gewöhnlichen Rennverfahren — Flußeisen und Stahl für Geschütz- und anderes Kriegsmaterial zu gewinnen. Seine Versuche sind fehlgeschlagen. Sein elektrischer Ofen wird an anderer Stelle genannt werden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1391 und 1912, S. 830. Es handelt sich um sogenannte »Konzentrate«, d. h. Magneteisenerzschliege, die bei der magnetischen Aufbereitung ärmerer Erze gewonnen werden.

5. Frischvorgänge. Allgemein betrachtet[1].

Frischen heißt: Roheisen in schmiedbares Eisen verwandeln. Dies setzt die Entfernung der Eisenbegleiter durch Oxydation voraus, um sie teils in die Schlacke zu führen, teils zu vergasen (CO). Das Hauptinteresse beansprucht der Kohlenstoff.

Der Name »Frischen« stammt aus Zeiten, in denen die Enstehung von Roheisen oder seinen Übergangsformen als Fehlergebnis angesehen wurde[2]. Man half sich dann durch Wiedereinschmelzen in einem Herd, der dem Rennherd nachgebildet war, dem Frischherd, und sprach folgerichtig von »Auffrischen«, kurzweg »Frischen«.

Als später die Roheisenerzeugung festen Fuß faßte, überzeugte man sich bald davon, daß das Hochofenverfahren mit angehängtem Frischverfahren billiger und vorteilhafter als das Rennverfahren ist und ließ letzteres fallen. Den Namen »Frischen« behielt man aber bei und übertrug den Begriff auch auf die später ausgeführten Puddel-, Windfrisch- und Herdschmelzvorgänge, die uns der Reihe nach beschäftigen werden.

Hierbei müssen wir aber zwischen Schweißeisen- und Flußeisenerzeugung scharf trennen.

Zuvor sei aber noch vom Glühfrischen die Rede, das abweichend von allen anderen Frischverfahren ohne Verflüssigung des Roheisens erfolgt. Wir werden es außerhalb der Frischverfahren betrachten.

Bei Tiegelgußstahl handelt es sich um ein Umschmelz- und Veredelungsverfahren, bei bereits gefrischtem Material angewandt. Für Elektrostahl gilt meist, aber nicht immer dasselbe. Es soll hinter dem Tiegelgußstahl eingegliedert werden.

Wir kommen nun zur Schweißeisen- und Flußeisenerzeugung zurück. Den Unterschied bedingt die Verschiedenheit der Temperatur. Wir haben bei der Schweißeisenerzeugung (Frischherd und Puddelverfahren) niedrige Temperaturen, bei denen schmiedbares Eisen nicht flüssig wird und bei der Flußeisenerzeugung (Windfrisch- und Herdschmelzverfahren) hohe Temperaturen, bei denen dies geschieht. Bei der ersteren muß es folgerichtig zu einer Ausscheidung der Eisenkrystalle kommen, die in gleichem Sinne vor sich geht, wie die Ausscheidung der Salzkrystalle aus der Mutterlauge. Bei der Flußeisenerzeugung geht das Roheisenbad einfach in das Flußeisenbad über.

Die Temperatur bedingt auch in anderer Richtung einen Unterschied: Bei der Schweißeisenerzeugung wird verschlacktes FeO von den Eisenbegleitern nicht reduziert, bei der Flußeisenerzeugung geschieht dies.

Führt man also Hammerschlag oder Eisenerz in das Schmelzbad eines Puddelofens ein, so wird die Schlacke unwirksam, sobald die Stufe

[1]) Vgl. auch Chemikerzeitung, 1919, Nr. 26/27 aus der Feder des Verfassers.
[2]) Vgl. die Einleitung in Bd. I unter Geschichtliches.

FeO erreicht ist, führt man sie dann in einen Martinofen über, so wirkt sie von neuem oxydierend auf die Eisenbegleiter, bis bei höchster Temperatur fast alles FeO zu Fe reduziert ist.

Dieses verschiedene Verhalten ist sehr wesentlich. Der Verfasser muß etwas weiter ausholen: Bei allen Frischverfahren geschieht die Oxydation niemals unmittelbar durch Luftsauerstoff, sondern immer mittelbar durch Eisensauerstoffverbindungen. Dies gilt auch beim Windfrischen. Man darf also nicht schreiben: C + Luftsauerstoff = CO, sondern muß dafür setzen: C + Eisensauerstoff = CO

Letzteres kann so geschehen:

a) $C + Fe_3O_4 = CO + 3\,\underline{FeO}$

b) $4\,C + Fe_3O_4 = 4\,CO + 3\,\underline{Fe}$

c) $C + FeO = CO + \underline{Fe}$

Der Vorgang a) ist bei allen Frischverfahren möglich, die Vorgänge b) und c) nur bei den Flußeisenverfahren, weil hier auch FeO wirksam ist.

Dies FeO hat die Eigentümlichkeit vom Eisen gelöst zu werden und dann auf die Eisenbegleiter zu wirken. Es wird dabei verbraucht, aber immer wieder durch neugebildetes FeO ersetzt, so daß am Ende des Frischens auch immer noch FeO im Eisen gelöst ist und besondere Vorkehrungen fordert.

Bei den Schweißeisenverfahren ist ein solcher Vorgang nicht möglich. Hier kann nur der Umweg über die Schlacke helfen. FeOreiche Schlacke löst Fe_3O_4 und Fe_2O_3 [1]), und diese wirken frischend auf das flüssige Roheisen ein, aber nur dann im genügenden Umfange, wenn man mechanisch das Verfahren durch feine Verteilung und Umrühren unterstützt. Dadurch wird immer wieder neues Fe_3O_4 erzeugt, aufgelöst und an das Roheisen herangebracht.

Man spricht in diesem Falle von einer von außen her einsetzenden Frischwirkung; während beim Flußeisen die Wirkung von außen und von innen her stattfindet.

Bei Beginn der Konverter und der Martinschmelze haben wir oft keine höhere Temperatur im Bade wie im Puddelofen, dann geht der Frischvorgang solange in dessen Sinne vor sich, bis sich die Temperatur gehoben hat.

Wie gesagt bleibt beim Flußeisen immer gelöstes FeO zurück und führt zu steigenden Güssen, wenn man nicht besondere Hilfsmittel (Desoxydationsmittel) anwendet. Beim Schweißeisen ist so etwas ausgeschlossen, schon deshalb, weil sich ein Eisenkrystall nach dem andern aus dem Eisenbade heraushebt, bis das gesamte Roheisen (die Mutterlauge) verschwunden ist. In allem Flußeisen findet man Sauerstoff, in Schweißeisen niemals.

---

[1]) Fe_2O_3 ist allerdings unbeständig und geht schnell in Fe_3O_4 über. $4\,Fe_2O_3 + Fe = 3\,Fe_3O_4$.

6. Frischherdverfahren[1].

Geschichtliches und Allgemeines.

Diese Verfahren sind ausgestorben, von wenigen Ausnahmen abgesehen. Letztere sind mit dem Hinweis auf Steiermark und Schweden erschöpft. Bei beiden handelt es sich um Qualitätserzeugnisse, deren Menge beschränkt ist. In Steiermark dürften aber bald die Tage der Frischherde gezählt sein. In Schweden trifft dies wohl noch nicht in gleichem Maße zu, weil die Vorbedingungen sehr günstig liegen, und die schwedische Eisenindustrie in den abgeschlossenen Gebirgstälern einen vorzüglichen Arbeiterstamm zur Verfügung hat, der vom Urahn her den Erzeugungshergang kennt. Abgesehen davon stehen reine Holzkohlenroheisenmarken, Holzkohlen und Wasserkräfte ausreichend zur Verfügung, was ja auch für Steiermark gilt. Die schwedische Eisenindustrie war bis in die graue Urzeit hinein auf Ausfuhr angewiesen. Sie konnte dabei nicht auf Gebieten der Massenerzeugung, sondern nur auf denen der Qualitätswaren den Wettbewerb anderer Länder aushalten. So entstand die Osemundausfuhr[2], und als diese aufhörte, die Erzeugung und Ausfuhr von Hufnageleisen, Hufstabeisen, Platinen für hochwertige Feinbleche und vor allem von Eisen für Gußstahlerzeugung.

So ist es geschehen, daß das Puddelverfahren keinen Eingang gefunden hat, und auch Bessemers und Thomas' Erfindungen keinen Abbruch getan haben. Erst die Erfindung des Martinofens und des Elektroofens hat einschneidend gewirkt. Im Jahre 1895 gab es in Schweden 380 Frischherde (davon 306 Lancashireherde), 30 Bessemerbirnen, 33 Martinöfen und nur 4 Puddelöfen. Es wurde nur wenig mehr als die Hälfte des schmiedbaren Eisens als Flußeisen erzeugt[3]. Im Jahre 1913 kamen in Schweden auf 100 kg Flußeisen noch 26 kg Schweißeisen, die zum größten Teil aus Frischfeuern stammten. In Steiermark handelt es sich um Platinen zur Weißblechfabrikation, vor allem aber um Frischstahl, der als Tiegeleinsatz für Gußstahl dient oder zu dünnen Stangen ausgereckt, gebrochen und sortiert, zu Garbstahl verarbeitet wird[4]. In Deutschland sind die letzten Frischhütten etwa um 1870 eingestellt[5].

[1]) Würde man sagen »Herdfrischverfahren«, so könnte das zu einer Verwechselung mit Martinverfahren führen.

[2]) Vgl. Geschichtliches in Bd. I. Von anderer Seite wird allerdings behauptet, daß die Osemundschmiederei in der Grafschaft Mark nichts mit Schweden zu tun gehabt habe. Dies hat Eversmann (Die Eisen- und Stahlerzeugung auf Wasserwerken zwischen Lippe und Lenne, Dortmund 1804) nachgewiesen. Über solche Osemundfeuer daselbst vgl. Fehland, Die Fabrikation des Eisen- und Stahldrahts. Weimar, bei Voigt.

[3]) Vgl. Axel Wahlberg, Stahl und Eisen, 1897, S. 730.

[4]) Statt des Namens »Garbstahl« »Gerbstahl« zu setzen ist falsch. Die Stäbe werden ebenso wie eine Korngarbe gebündelt, daher der Name. Vgl. u. a. Stahl und Eisen, 1889, S. 485.

[5] 1871 die Frischhütte in Hammerau (Stahl und Eisen, 1910, S. 2046). Etwa um die gleiche Zeit zahlreiche Frischhütten in Oberschlesien u. a. Malapane.



Dies schließt nicht aus, daß einzelne Frischfeuer, vielfach unter vorwiegendem Alteiseneinsatz, bis über das Jahr 1900 hinaus in abgelegenen Waldgebieten betrieben sind und vielleicht auch heute noch betrieben werden [1]).

Der Frischherd.

Das Verfahren wird in kastenförmigen, in den Erdboden eingelassenen »Frischherden« von meist 0,5—0,7 m Länge und Breite bei 0,16—0,25 m Tiefe ausgeübt. Um ein Abschmelzen und eine unerwünschte Anreicherung der Schlacke mit SiO_2 zu verhindern, sind Boden und Herdwände mit starken gußeisernen Platten ausgekleidet, die »Zacken« heißen. Man hat im Sinne der Abb. 8 »Bodenzacken«, »Windzacken« usw. Neben dem Windzacken ist das Sinterblech eingebaut d. h. eine für den Schlackenabfluß mit Öffnungen versehene Platte. Bei Stahlerzeugung

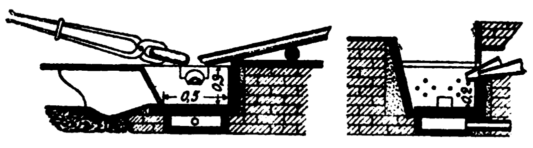


Abb. 8. Schematische Darstellung eines Frischfeuers (Franche-Comtéschmieden) nach Tunners Beschreibung (vgl. Beck, II. Abt., S. 240). Man muß die Holzkohlen darüber gehäuft denken. Rechts sieht man die Roheisenganz stückweise vorgeschoben. Links die Schirbel ausgeheizt im Zangenmaul. Beide dürfen sich nicht berühren. Es wird einmal oder öfter (je nach Bedarf) »aufgebrochen«. Die Hitze dauert 1½—1¾ Stunden. Es werden wöchentlich 3500—4500 kg Grobeisen bei einem Abbrande von 20—25%, einem Holzkohlenverbrauch von 120—140 kg auf 100 kg Stabeisen und einer Lohnausgabe für 6 Mann erzeugt.

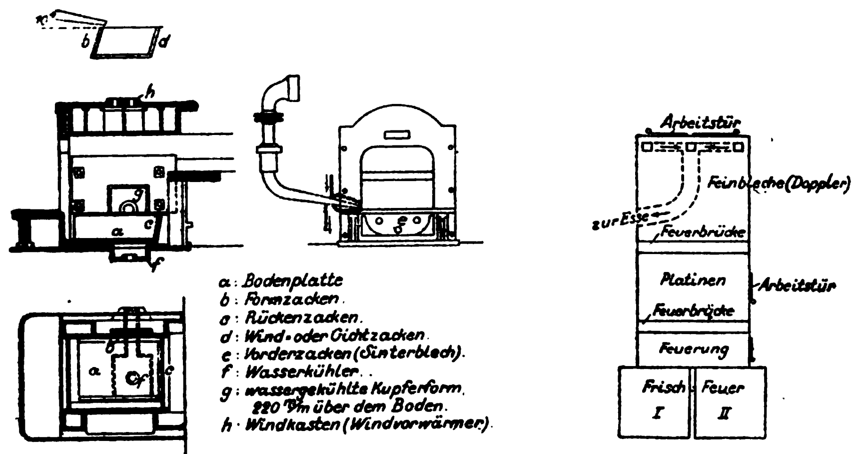


Abb. 9a und 9b. Österreichisches Frischfeuer (Lancashirefeuer) mit Windvorwärmung und Vorglühherd für das Roheisen. Es wird in ihm Feinkorneisen erzeugt, das zu Platinen für Feinblech ausgereckt wird. Abb. 9a zeigt schematisch die Verwertung der Abhitze zum Platinen- und Blechvorwärmen allerdings unter Einfügung einer unmittelbaren Heizung. Stahl und Eisen, 1890, S. 773.

---

[1]) In Sollinger Hütte bei Uslar wurde noch bis etwa 1905 gefrischt. In Oberschlesien lernte der Verfasser 1896 unweit Malapane im Walde versteckte Frischfeuer kennen. Gouvy nennt das Jahr 1892 für Frischfeuer an der Saar (Stahl und Eisen, 1910, S. 2047).

fehlt der Bodenzacken, weil er zu stark abkühlend wirken würde, sonst ist er sorgfältig durch Luft oder auch Wasser gekühlt. Die Abhitze wird meist verwertet, um den Wind in Röhren oder Kästen auf etwa 100—150° und auch das Roheisen in einem Vorherde vorzuwärmen. Handelt es sich um Feinblecherzeugung, so dient sie auch zum Wärmen der Platinen. Man hat 1 oder 2, auch 3 Windformen aus Kupfer mit Wasserkühlung, die schräg nach unten blasen. Das Nähere sagen die Abb. 8 bis 12.

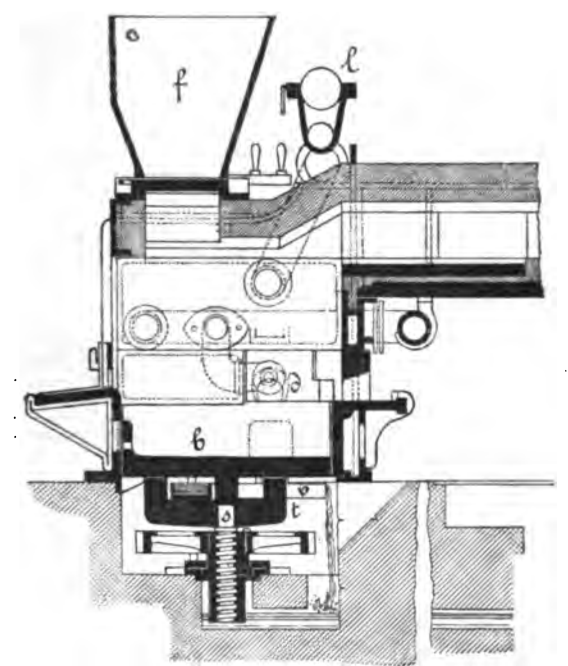


Abb. 10. Schwedisches Frischfeuer mit 3 Formen, Windkasten zur Vorwärmung des Windes, Vorglühherd für das Roheisen, der durch eine seitliche Einsatzöffnung bedient wird. Der Boden ist verstellbar. Die Formen sind wassergekühlte Kupferblechformen (Stahl und Eisen, 1886, Bl. XVI. Text ebenda S. 314).

Ob die Winderhitzung wirklich Nutzen bringt, mag dahingestellt sein. Einige Literaturstellen besagen, daß es ohne sie nicht gegangen sei. Es würde dies durch eine erzielte Temperaturerhöhung im untersten Teil des Herdes zu erklären sein. Erhitzter Wind wurde zuerst in Malapane 1835 angewandt[1]).

Als Brennstoff ist ausschließlich Holzkohle anwendbar. Rohe Brennstoffe bedingen eine Abkühlung, indem sie Zersetzungswärme bedürfen, auch stören die Kohlenwasserstoffe den Oxydationsvorgang. Koks ist zu schwer entzündlich. Man müßte, um die gleiche Wärmemenge in derselben Zeit zu erzielen, eine höhere Schütthöhe und stärkeres Gebläse anwenden. Das würde aber dem Zwecke des Frischfeuers zuwiderlaufen, bei dem ein stark oxydierendes Luftgemisch wirken soll. Abgesehen davon würde bei Qualitätsware der Schwefelgehalt stören.

Der Hergang des Frischens.

Am besten läßt sich der Hergang beschreiben, wenn man vom Stahlfrischen ausgeht, wie es der Verfasser vor etwa 8 Jahren bei der Firma

---

[1] Stahl und Eisen, 1910, S. 2046.

Böhler in Kapfenberg gesehen hat. Es arbeiteten dort 2 Frischherde, zusammen mit 2 Schwanzhämmern. Der eine diente zum Ausplatten und Zerschroten der Schirbeln (das sind die kreisförmigen ausgeplatteten Luppen), der andere zum Ausrecken der Stücke zu Stäben von 40 × 40 mm, die in Stücken von 100 mm Länge als Tiegeleinsatz verwendet werden. Um die Stücke schmiedewarm zu machen, benutzt man die Hitze des Frischfeuers, indem man sie oben in die Holzkohlen einführt.

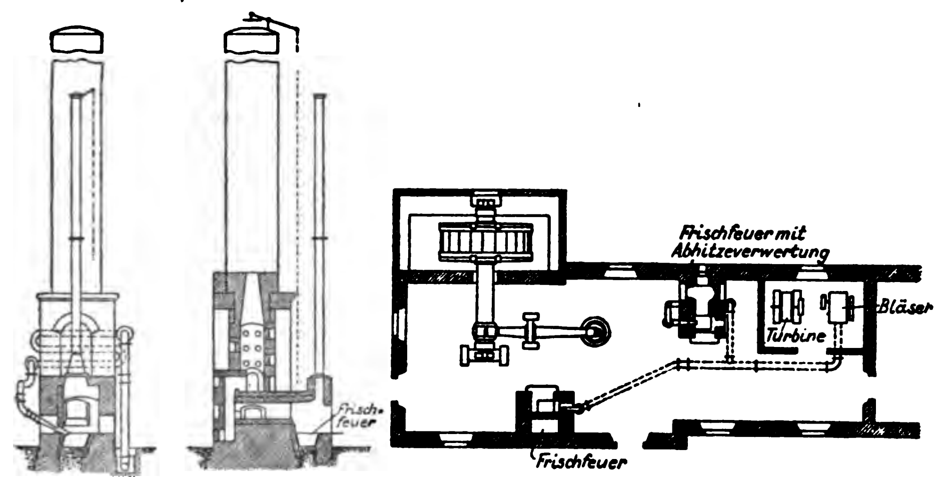


Abb. 11 und 12. Steirische Frischhütte auf Rohstahl- und Garbstahlerzeugung arbeitend. Das eine Frischfeuer ist mit Windvorwärmung und Vorwärmeherd für die Roheisenganz ausgerüstet (Abb. 11). Letztere wird stückweise hineingeschoben. Die Sohle des Herdes wird aus Lösche aufgestampft. Gleichzeitig wird die Rohstahlschirbel im Frischfeuer ausgeheizt. Abb. 12 zeigt den Grundriß der Schmiede. Die Esse ist weit genug, um einer Feuersgefahr durch Funkenwurf vorzubeugen. Stahl und Eisen, 1889, S. 485.

Ein Vorwärmeherd und Windvorwärmung besteht nicht. Die Feuer haben eine Windform. Die Sohle ist aus Lehm aufgestampft. Zu unterst wird Frischschlacke eingebracht, darauf schichtenweise Holzkohle, bis ein Haufen über dem Herd gebildet ist. Zeitweilig besprengt man sie beim Aufgeben mit Lehmwasser (jedenfalls zur Begünstigung der Schlackenbildung). Nunmehr werden Roheisenstücke, und zwar ist es weißes kohlenstoffarmes Vordernberger Holzkohlenroheisen mit etwa 1—2,5 °/₀ Mn (vgl. unter Roheisengattungen in Bd. I), in die Zange eingespannt und in den Haufen hineingestoßen.

Nachdem man vorher glühende Holzkohle zum Zünden eingesetzt hatte, wird geblasen. Es wird immer Holzkohle aufgegeben, damit das Roheisen stets bedeckt ist und das Roheisen vorgeschoben. Schlacke wird nach Bedarf eingesetzt. Nach 4 Stunden ist die Stahlluppe (100 kg), ohne daß »aufgebrochen« wird, fertig und wird ausgehoben[1]).

---

[1]) Über Osemundfrischfeuer in der Grafschaft Mark und deren Betrieb siehe die Fußnote S. 28.



Die chemische Zusammensetzung der ausgereckten, in Wasser geworfenen und gebrochenen Stäbe oben genannter Abmessung ist 1,03 % C; 0,07 % Mn; Spuren S; 0,022 % P. Bei einem Puddelofenerzeugnis würde ein höherer Si-, Mn- und S-Gehalt (z. B. 0,12 Si; 0,23 Mn; 0,018 S) bestehen.

Die ganze Kohlenfüllung des Herdes gerät, da die Holzkohle leicht entzündlich ist und eine große Oberfläche darbietet, schnell in Glut. Oberhalb der Form besteht wegen ihrer hohen Lage ein Gasgemisch, das reich an CO_2 und überschüssigem Luftsauerstoff ist. Durch dieses fallen feinzerteilt die Roheisentropfen hindurch und überziehen sich schnell mit Fe_3O_4 [1]). Das letztere wird schnell von der gleichfalls niedertropfenden und unten angesammelten Schlacke gelöst und tritt frischend in Wirkung. Das verbrauchte Fe_3O_4 wird immer wieder durch neue Roheisentropfen hineingetragen. Auf der Sohle wachsen unter Einwirkung der Schlacke aus dem Roheisenbade Kristalle schmiedbaren Eisens heraus, die zusammengepreßt eine oder mehrere Luppen bilden.

In diesem Falle handelt es sich um Stahlerzeugung, bei der die Entkohlung absichtlich verzögert und eingeschränkt werden soll. Infolgedessen wird nur einmal niedergeschmolzen und die Schlacke, die allmählich unwirksam wird, nicht ausgewechselt (Einmalschmelzerei oder Schwalarbeit, d. h. Schlackenarbeit).

Handelt es sich um weiches Eisen (Sehne), so muß man wieder aufbrechen und von neuem schmelzen, auch die Schlacke auswechseln. So gelangt man zur Zweimal- und sogar zur Dreimalschmelzerei. Die erstere heißt auch »Wallonenarbeit«. Die letztere ist dann geboten, wenn das Roheisen siliziumreich ist und erst »gefeint« werden, d. h. seinen Siliziumgehalt verlieren und feinkörnig werden muß.

Man unterscheidet garschmelziges und rohschmelziges Roheisen. Das letztere ist so beschaffen, daß es den Hergang verzögert (viel Silizium oder Mangan). Graues grobkörniges Roheisen mußte vielfach in besonderen Feuern (Feinfeuern) gefeint, d. h. der Siliziumgehalt verringert werden.

Der Leser, der diesen ausgestorbenen Verfahren, die vielfach nur aus der Gewöhnung der Arbeiter heraus überall anders durchgeführt wurden, nachgehen will, sei auf Becks Geschichte des Eisens verwiesen. Sie drückten den hüttenmännischen Vorlesungen früherer Zeiten ein Gepräge auf, von dem man sich heute kaum mehr eine Vorstellung machen kann [2]).

---

[1]) Fe_3O_4 ist die beständigste Eisensauerstoffverbindung. In Wärmöfen, Schweißöfen und Gruben überzieht sich das Eisen sofort mit Fe_3O_4. Fe_2O_3 ist unbeständig. Es zerfällt in hoher Temperatur unter O-Abgabe.

[2]) Z. B. Tunner, Die Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischherden, 1858. Es werden daselbst etwa 20 verschiedene Arbeitsverfahren ausführlich beschrieben. Auch Weddings, Grundriß der Eisenhüttenkunde, gibt einen Einblick.

Die Betriebsergebnisse und die Erzeugnisse.

Sie sind außerordentlich verschieden, was bei der Verschiedenheit des Erzeugnisses und des Einsatzes und bei der Verschiedenheit der angewandten Arbeitsverfahren natürlich ist.

Es sollen hierunter nur einige Beispiele genannt werden:

Dreimalschmelzerei[1]). Man setzt 300 kg Roheisen ein und braucht 4—6 Stunden um 75—78 % des Einsatzes als ausgeschmiedete Stäbe auszubringen. Man braucht dazu 1 cbm Holzkohle = etwa 150 kg für 100 kg Schmiedeisen. Das Feuer wird von 3 Mann bedient. Beim Vorglühen des Roheisens und heißem Winde sinkt der Brennstoffverbrauch um 30 %. Das Ausbiegen steigt auf 80 %.

Schwalarbeit in Österreich[2]) (Stahlfrischen). Einsatz = 112 kg Roheisen, das in 4 Stunden etwa 100 kg Stahl ergibt. Der Holzkohlenaufwand beträgt etwa 18 hl = 270 kg auf 100 kg Roheisen.

Schwedisches Frischen (Zweimalschmelzerei)[3]). Ein Feuer liefert bei 150 kg Einsatz etwa 1000 kg Feinkorneisen in 24 Stunden, bei einem Abbrand von 13 % und einem Holzkohlenverbrauch von 0,3—0,5 cbm = etwa 45—75 kg für 100 kg Einsatz.

Die Chemischen Vorgänge.

Über den Hergang des Frischens ist oben bereits das Nötige gesagt. Es ist nur nachzutragen, daß Si und Mn eine stärkere Verwandtschaft zum Sauerstoff besitzen und sich vordrängen, an erster Stelle das Si. Beim Puddelverfahren besteht dieselbe Erscheinung. Hier werden wir sie unter Zuhilfenahme von Schaubildern kennen lernen.

Bei der Beschreibung der Reduktionsvorgänge im Hochofen (vgl. Band I, S. 463) war von Mischkrystallen die Rede. Schlacke und Eisen krystallisieren zusammen aus und werden nur dadurch getrennt, daß die erstere immer eisenärmer und schließlich, praktisch genommen, eisenfrei wird und dann schmilzt. Hier beim Frischherdverfahren und beim Puddeln besteht, obwohl es Oxydationsvorgänge sind, wahrscheinlich die gleiche Erscheinung; nur geschieht es hier in dem Sinne, daß sich aus dem Roheisenbade Eisenkrystalle, mit Schlackenkrystallen innig verwachsen, herausheben.

Auf diese Weise ist es zu erklären, daß es sehr schwer ist und niemals vollständig gelingt, die letzten Schlackenreste auszupressen. Schweißeisen ist immer schlackenhaltig. Dies ist ein Mangel gegenüber dem Flußeisen, aber beim Herdfrischeisen ist weniger Schlacke eingeschlossen wie im gepuddelten Eisen.

Dies hängt damit zusammen, daß hier viel geringere Erzeugungsmengen bestehen (etwa $^1/_7$). Der Arbeiter kann sorgfältiger und gründlicher

[1]) Nach Wedding.

[2]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1889, S. 485 und 1890, S. 773.

[3]) Vgl. Schwedische Frischarbeit Stahl und Eisen, 1886, S. 314 und 1888, S. 490 auch 1914, S. 248. Andere Zahlenwerte von Schwedischen Frischfeuern teilt v. Ehrenwerth Stahl und Eisen, 1886, S. 316 mit.

aufbrechen und umsetzen; umsomehr als ein Frischherd besser zugänglich ist. Es besteht auch bessere Gelegenheit und längere Zeitdauer für das Aussaigern der Schlacke. Diese schmilzt und das Netzwerk von Eisenkrystallen bleibt ungeschmolzen bestehen.

Die Bedingungen für die Entphospherung sind hier gegeben, sie liegen noch günstiger wie beim Rennverfahren, weil der Herd gut mit Eisen ausgekleidet ist und eine Anreicherung des SiO_2-Gehalts aus der Herdwand nicht stattfinden kann. Die Verhältnisse liegen ebenso günstig wie beim Puddelofen und können daselbst besprochen werden.

Eine Entschwefelung findet ebenfalls in derselben Weise wie beim Puddelofen statt. Hier tragen aber die Feuergase im Gegensatz zum Puddelverfahren keine Schwefelverbindungen ein. Man kann aber, wie auch bei anderen Frischvorgängen nicht mit voller Sicherheit auf die Schwefelentfernung rechnen.

Bei den hohen Beträgen an Arbeitslöhnen wird man nicht den Erfolg durch Auswahl ungeeigneten Roheisens aufs Spiel setzen und von vornherein phosphor- und vor allem schwefelarme Marken auswählen.

So wird für Frischarbeit in Schweden ein Roheisen mit 0,49 % Si; 0,2—0,4 % Mn; 0,011—0,018 % P; 0,020 % S benutzt und im Fertigerzeugnis ein P-Gehalt von 0,015 % und ein S-Gehalt von 0,010 % erzielt. Demnach hat also eine Entschwefelung = 50 % stattgefunden.

Die Schlacke teilt man in Roh- und Garschlacke ein. Die erstere stammt aus dem Zeitabschnitt gleich nach Beginn der Arbeit, sie enthält mehr SiO_2 und MnO und weniger Fe.

Zusammensetzung von Frischschlacken.

	Harzer Frischfeuerbetrieb [1])		Luppenschlacke [2])	Rohschlacke von Rybnik [3])
	Garschlacke %	Garschlacke %	%	%
SiO_2	17,60	14,18	3,10	28,0
FeO	67,71	65,06		61,2
Fe_2O_3	6,14	14,93		2,25
MnO	5,09	4,78	0,41	6,70
MgO	0,86	—	—	2,40
CaO	0,89	1,28	0,23	0,90
Al_2O_3	0,47	1,23	0,73	0,20
P_2O_5	2,32	0,62	n. best	n. best
S	0,25	0,13	»	»
Fe	56,96	61,05	71,62	49,18

[1]) Nach Rammelsberg.
[2]) Nach Botischew, Österr. Zeitschr. für Berg- und Hüttenwesen 1862 S. 228.
[3]) Nach Karsten.

Zusammensetzung herdgefrischten Eisens.

	C %	Mn %	Si %	P %	S %	Cu %	As %
Schwedisches Walloneneisen[1]	0,33	0,14	0,08	0,005	Spur	0,008	
» Lancashireeisen[1]	0,04	0,07	0,012	0,012	0,003	0,017	0,044
» Franchecomtéeisen[1]	0,06	0,080	0,02	0,011	0,004	0,023	
» Hufnageleisen[1]	0,04	0,080	0,017	0,03	0,008	0,021	
Steiermärker Frischstahl[2]	0,90	0,043	0,02	0,019	0,005	0,004	
Derselbe[1]	1,56	0,26	0,16	0,005	Sp.	Sp.	
Derselbe[1]	0,79	0,18	0,10	0,008	»	»	

Die in der Zahlentafel genannte Zusammensetzung gefrischten Eisens ist bemerkenswert. Es sind Eisengattungen von unvergleichlicher Reinheit, z. T. mit etwa 99,80 % Fe.

Man kann es verstehen, daß man bei Edelerzeugnissen wie Werkzeugstahl, Rohrknüppeln für natlos gewalzte Siederohre schwierigster Art auf solches Eisen als Einsatzmaterial für Tiegel und Martinöfen zurückgreifen muß, und daß elektrische Öfen auf einigen Werken nur deshalb gebaut sind, um sich in dieser Richtung mehr oder minder unabhängig zu machen.

Es ist aber nicht allein die chemische Zusammensetzung. Die unvergleichliche Weichheit des schwedischen Frischeisens würde auch von einem Flußeisen gleicher chemischer Zusammensetzung nicht erreicht werden.

---

1) Nach Thallner über Tiegelgußstahl (Stahl und Eisen 1899 S. 914). Die Namen »Wallonen, Lancashire usw.« bezeichnen das Arbeitsverfahren, das aus den betreffenden Landschaften übertragen ist.

2) Stahl und Eisen 1889 S. 485.

7. Das Puddelverfahren.

Geschichtliches und Allgemeines.

Die Erfindung des Puddelns wird auf Henry Cort, einen Engländer, geb. 1740 zu Hampstead, zurückgeführt. Dieser nahm 1783 und 1784 Patente. Das erste betraf einen Flammofen zum Schweißen, mit Steinkohlen betrieben, und das Paketieren. Das zweite ein Flammofenfrischen, das mit Steinkohlen durchgeführt werden sollte, einen Puddelofen und eine Luppenwalze.

Vielleicht müßte die Erfindung einem anderen Engländer Peter Onions[1]) zugesprochen werden, der 1783 ein Patent erhielt, das den Hergang des Puddelns, das Bilden und Zängen der Luppe andeutet. Cort hatte aber ausgesprochen, daß sein Verfahren mit Steinkohlen ausgeübt werden und ein Durcharbeiten (»to puddle = plantschen«) stattfinden sollte. Er erhielt das Patent. Später wurde allerdings sein Recht in Zweifel gestellt, und der Staat tat nichts um ihn schützen, speiste ihn vielmehr mit einer schnöden Antwort ab. Sein Zeitgenosse James Watt hat ihm aber das Verdienst zugesprochen. Im Jahre 1790 wurden bereits 50000 t Puddel- und Walzeisen nach seinem Verfahren hergestellt. Gerade die britische Marine hatte eine großes Interesse; denn sie war ohne Corts Erfindung, bei der in England bestehenden Waldarmut auf die Einfuhr aus Schweden und Rußland angewiesen und in Kriegszeiten der Gefahr ausgesetzt, daß die Zufuhr abgeschnitten wurde.

Cort kam infolge fortgesetzter Umgehung seiner Patente und anderen Mißgeschicks[2]) nicht zu seinem Lohn. Er starb 1800 in Armut. Seine Witwe mußte vom Staate durch eine Pension von 2000 M. erhalten werden. Durch eine Erinnerungsfeier in der Pfarrkirche zu Hampstead im Jahre 1905 wurde die Nachwelt seinen Verdiensten gerecht[3]).

Heute versteht man es nicht, daß ein Puddeln im Sinne dieser Erfindung auf dem sauren Herde überhaupt möglich war, aber eine Beschreibung aus dem Jahre 1791[4]) nennt garnicht so ungünstige Betriebsergebnisse. Jedenfalls wurde das Verfahren von Cort im Wesentlichen so durchgeführt, wie wir es kennen. Es wurde eingeschmolzen, mit Kratze und Brechstanze gearbeitet, dann die Luppen herausgezogen, unter dem Hammer gezängt und in der Luppenwalze ausgewalzt, um die Schlacke noch weiter auszupressen. Die Rohschienen wurden gebrochen, sortiert, paketiert, im Schweißofen auf Schweißhitze gebracht

---

1) Über die Geschichte der Erfindung mag der Leser in Beck, Geschichte des Eisens, III. Abt., S. 685 ff. nachlesen.

2) Vgl. darüber Beck und die hierunter genannte Quelle.

3) Stahl und Eisen, 1905, S. 485.

4) Beck III, S. 701.

und zu Handelsware ausgewalzt oder geschmiedet. Uns überlieferte Abbildungen zeigen Öfen, die einem Gießereiflammofen (Sumpf- oder Staffordshireofen) sehr ähnlich sind.

Vor dem Einschmelzen wurde das Eisen gefeint, d. h. unter sehr starker Windzufuhr in einem großen, mit Koks betriebenen Frischherde eingeschmolzen. Das graue, grobkörnige Roheisen wurde nach dem Wiedererstarren weiß, d. h. es war gefeint. Es hatte seinen Siliziumgehalt und einen Teil seines Mn- und C-Gehalts verloren. Solche Feinfeuer kannte man schon bei den Frischherdverfahren.

Die Beschreibung spricht von einer sehr sorgfältigen Regelung der Hitze, von Sandgeben, um eine Schlacke zu erzielen und auch von Wasseraufgießen. An anderer Stelle ist von einem Herde die Rede, der aus Lösche d. h. Holzkohlenklein, wie man es auch im Frischherde gebrauchte, aufgestampft wurde. Nur eine Decke aus Sand kam darüber. Es scheint auch eine weitgehende Zerkleinerung des Roheisens stattgefunden zu haben.

Zweifellos arbeitete man so, daß sich das Roheisen mit viel Glühspan bedeckte, der in der geringen Schlackenmenge gelöst, durch beständiges Rühren und Drücken mit dem flüssigen Roheisen in innige Berührung kam. Es wurde entkohlt, was sich durch ein Kochen und dann folgendes Teigigwerden infolge massenhaft ausgeschiedener Eisenkrystalle kundgab

$$Fe_3O_4 + C = 3\,FeO + CO.$$

Das Verfahren wurde geheim gehalten. Wer das Verfahren an einen anderen Ort übertragen wollte, mußte als Puddler die Laufbahn bis zum Meister durchmachen[1]). Bei den spärlich fließenden Quellen ist es unmöglich, das Verfahren richtig zu beschreiben. Es ist dies insofern kein erheblicher Nachteil, als zwei Erfindungen, die von Baldwyn Rogers (1818) und von Joseph Hall (1840) einen vollständigen Wandel schufen. Der erstere ordnete einen eisernen Herd an und ermöglichte dadurch die Einführung des Schlackenpuddelns. Der zweite beseitigte die starke Wärmeabgabe des Herdes durch Anordnung eines feuerfesten Futters aus gesinterter Puddelschlacke. Es war dies das erste basische Ofenfutter. Auch insofern hat die Erfindung ihre große Bedeutung.

Nunmehr konnte erst ein Puddeln im modernen Sinne ausgeübt werden. Es wird Schlacke eingebracht. Diese löst das Fe_3O_4 in Gestalt des gleichzeitig eingesetzten Hammerschlags und des Glühspans, der die Oberfläche des festen und des flüssigen Roheisens bedeckt und sich immer von Neuem bildet. Die Reaktion

$$Fe_3O_4 + C = 3\,FeO + CO$$

wird so stürmisch, daß die Schlacke über den Herdrand hinaus abfließt. Im weiteren Verlaufe scheiden sich blumenkohlartige Gebilde, aus zu-

[1]) Vgl. darüber die Einführung des Puddelns in Deutschland durch Ferdinand Remy, Stahl und Eisen, 1914, S. 1625.



sammengeschweißten Eisenkrystallen bestehend, aus. Sie setzen der Kratze Widerstand entgegen, so daß zur Brechstange gegriffen werden muß. Am Ende des Vorgangs ist kein Roheisen, sondern nur noch Schlacke und Schweißeisen vorhanden. Es folgt das Luppenmachen, das Ziehen der Luppen und die weiteren Arbeiten, wie sie soeben gekennzeichnet sind.

Nachdem schon seit 1816 die aus Puddel- und Schweißöfen abziehenden Gase zur Dampferzeugung Verwendung gefunden hatten, der Dampfhammer von Nasmyth 1839 und die Herstellung des Puddelstahls[1]) um 1850 erfunden war, kam das Puddelverfahren zu einem Abschluß. Man war in der Folgezeit eifrig bemüht, durch Ersparnisse an Brennstoffen, Abbrand und Löhnen (u. a. auch durch die Einführung der Gasfeuerung[2]) die Selbstkosten zu drücken, hatte aber nicht durchschlagende Erfolge. Die Puddelhütte blieb im Wesentlichen so bestehen, wie sie um 1840 war.

In Deutschland wurde das Puddelverfahren durch Ferdinand Remy in Rasselstein bei Neuwied eingeführt und sehr bald nach dem Werke Alf an der Mosel verlegt. 1827 kam der erste Puddelofen in Betrieb, 1838 wurde die erste Eisenbahnschiene gewalzt[3]).

Die Erfindung der Eisenbahn drückt der damaligen Zeit ihr Gepräge auf. Man konnte mit dem Frischherdverfahren die geforderten Mengen nicht liefern und mußte schon aus diesem Grunde zum Puddeln übergehen.

Die richtigen Abmessungen und die Gestalt der Puddelöfen, Schweißöfen, Hämmer, Walzenstraßen waren ausschließlich durch Erfahrung festgelegt, die Arbeiter waren mit ihnen vertraut und standen neuen Formen meist mißtrauisch gegenüber. Wollte jemand die Erzeugungsmenge vergrößern, so mußte er eine neue Einheit von Puddelöfen mit allem Zubehör hinzufügen. Der Konstrukteur war dabei an ein Schema gebunden und konnte nicht frei ausschreiten. Auch der Maschinenbauer kam nicht zu seinem Recht. Die Abhitzekessel der Puddel- und Schweißöfen gaben ja überreichlich Dampf für das Werk selbst — von Fernübertragung war damals nicht die Rede — was machte es da aus, wenn die Dampfmaschinen, schlecht konstruiert und unterhalten, Dampffresser der schlimmsten Art waren, und der Gebrauch des Indikators vielerorts ganz unbekannt war?

Immerhin hätten auch auf diesem Gebiete die Einführung der elektrischen Fernübertragung und die Errungenschaften des neuzeitlichen

---

[1]) Das Siegener Stahlpuddeln ist eine deutsche Erfindung, die auf Gustav Bremme in Unna zurückgeführt wird (Stahl und Eisen, 1886, S. 224).

[2]) Faber du Faur führte 1837 in Wasseralfingen Hochofengase in den Puddelofen ein. Bald darauf baute er, um unabhängig zu sein, einen »Gaserzeugungsofen«. Gleichzeitig trat Bischof (1839) in Mägdesprung mit seinen Versuchen an die Öffentlichkeit (vgl. Faber du Faur, Doktorarbeit von Herzog, 1914, bei Knapp in Halle).

[3]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1625.

Maschinenbaus Wandel geschaffen, wenn nicht bereits das Puddelverfahren dem Tode geweiht gewesen wäre. Es unterlag schließlich dem Wettbewerb mit dem Flußeisen. Die Statistik[1]) lehrt, daß seine Anteilziffern noch bis zum Jahre 1884 (63 % Schweißeisen, 37 % Flußeisen) und seine Erzeugungsmenge bis zum Jahre 1889 (1 673 000 t) wuchs. Beide Werte nahmen aber dann ab. Im Jahre 1910 waren es nur noch 4 %, im Jahre 1913 nur noch 1,3 % der Gesamterzeugung an schmiedbarem Eisen.

Daß das Verfahren noch nicht gänzlich ausgestorben ist, hängt mit den Eigenschaften des gepuddelten Eisens zusammen, die teils aus Unkenntnis der richtigen Behandlung von Flußeisen, teils berechtigter Weise geschätzt werden. Aber der zuletzt genannte Anteil wird von Jahr zu Jahr kleiner. Nachdem man es gelernt hat, auch stumpf geschweißte Röhren aus Flußeisen herzustellen und die Sternräder der Eisenbahnwagen den gewalzten Scheibenrädern gewichen sind, bleiben eigentlich nur Tiegeleinsatz, Marineketten und Eisen für Schraubenmuttern bestimmter Gattung übrig. Hufstabmaterial wird heute meist aus Flußeisen gemacht[2]).

Es ist interessant, den Kampf des Puddelverfahrens um sein Bestehen in Deutschland zu verfolgen. Die Erfindung Bessemers tat gar keinen Abbruch, weil sie phosphorarme Erze forderte, die Deutschland nicht besaß. Die Erfindung des Thomasverfahrens änderte diesen Zustand, schränkte aber das Puddelverfahren lange Zeit nicht ein, sondern begnügte sich mit dem Zuwachs der Gesamterzeugung. Auch in späterer Zeit, bis etwa zum Jahre 1892 ging es nur langsam mit dem Puddelverfahren zurück; es bildete sich sogar ein kameradschaftliches Verhältnis heraus, indem das Thomasverfahren auf die Anreicherung des P-Gehalts im Roheisen durch die aufgegichtete Puddelschlacke angewiesen war.

In dieser Zeit begann aber das Martinverfahren seinen Einfluß stark geltend zu machen. Diesem Gegner war das Puddelverfahren nicht gewachsen, und so wurde es sogar in Oberschlesien, wo die Verhältnisse sehr günstig lagen (günstige Arbeiterverhältnisse, Kohlen, die sonst vielfach keine Verwendung finden konnten) in den Hintergrund gedrängt.

Einen großen Anteil an seinem Niedergang hat jedenfalls die Arbeiterfrage. Die Arbeit ist außerordentlich schwer. Dies schreckt den Sohn davor zurück, in die Fußtapfen des Vaters zu treten und Puddler zu werden. Das Puddelverfahren paßt auch nicht mehr in unsere Zeit hinein, da es nicht gut möglich ist, Massenerzeugung für die Ofeneinheit einzuführen und die Tätigkeit des Arbeiters durch die maschinelle Handhabung einzuschränken. Auch die Überwachung der Qualität ist nicht leicht, weil sie je nach der Sorgfalt des Arbeiters stark wechselt.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 710 und auch die Tafeln S. 4 dieses Bandes.

[2]) Auf einem nassauischen Werke wird heute Hufstabqualität von 33—36 kg Zerreißfestigkeit bei 27 % Dehnung, im mechanischen Doppelpuddelofen aus Siegerländer Roheisen; ferner Stehbolzenqualität und sogen. Automatenweicheisen (für P-haltige Schrauben) erzeugt.

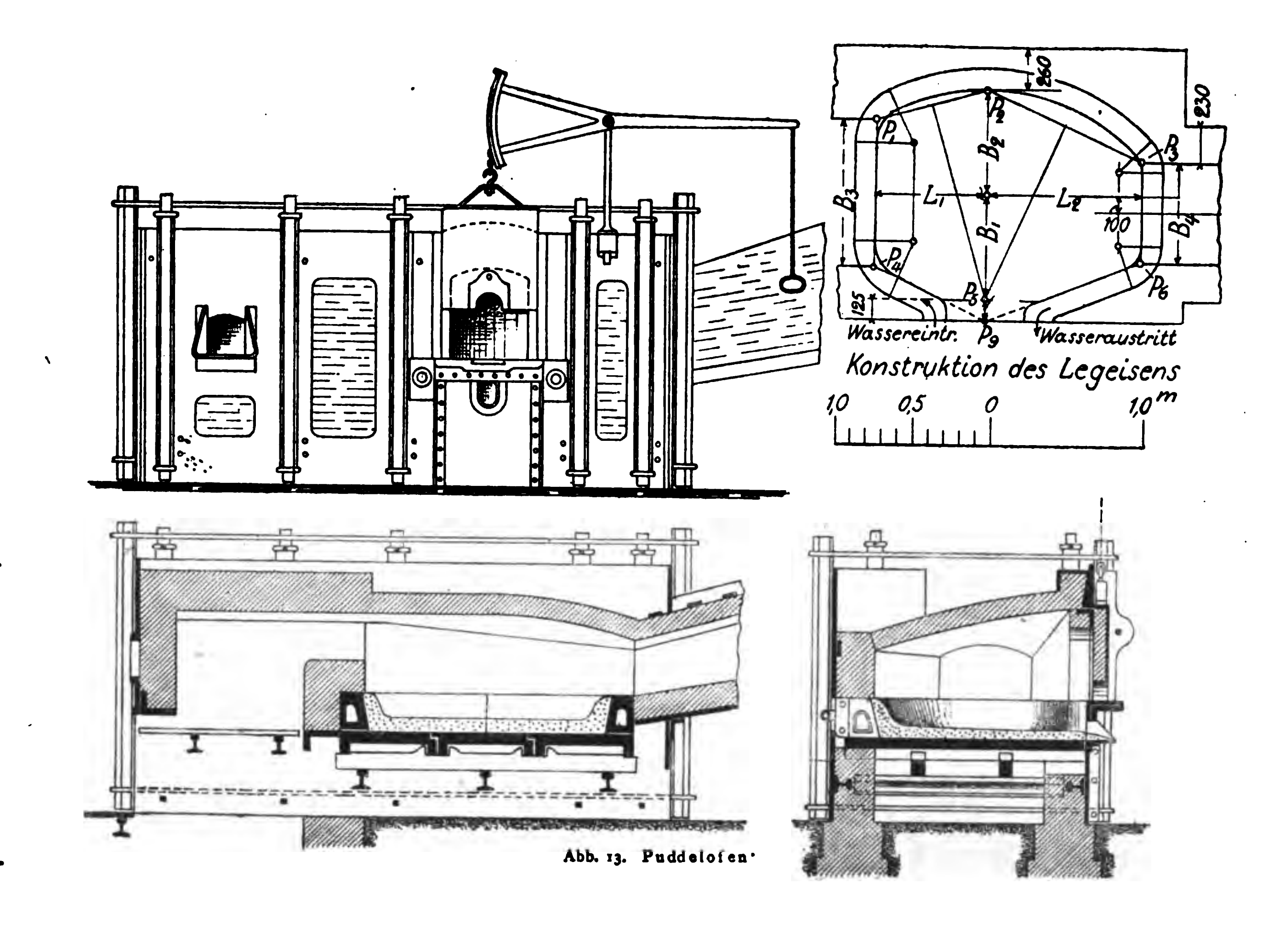


Abb. 13. Puddelofen.

Abb. 13. **Konstruktion eines Puddelofens gewöhnlicher Bauart.** Es ist angenommen, daß der **Einsatz** 250 kg und die **Steinkohlenmenge** = 100% vom Einsatz beträgt. Dauer der Hitze = 2 Stunden

Herdlänge = 1,5 bis 1,8 m, im Mittel 1,7 m = L,
Herdbreite = 1,3 » 1,4 », » » 1,35 » = B.

Man konstruiert zunächst das Legeeisen im Sinne der Abb. 13 oben rechts, indem man ein Kreuz aus B_1, B_2, L_1 und L_2 aufträgt, wobei

$$B_1 = B_2;\ L_1 = \frac{L}{2} - 150 \text{ mm};\ L_2 = \frac{L}{2} + 150 \text{ mm}.$$

Durch Abtragen der Feuerlochbreite B_3 und der Fuchsbreite B_4 erhält man außer den Punkten P_2 und P_5 die Punkte P_1, P_3, P_4, P_6.

Die Feuerlochbreite = Rostbreite = $0{,}7 \cdot B$ = 945 mm,
Die Fuchsbreite = ²/₃ der Rostbreite = 630 » .

Dabei wird die Fuchsöffnung um 100 mm aus der Mitte verschoben, um die Wärmeverluste, die durch die Tür entstehen, auszugleichen.

Der Punkt P_6 wird gewonnen indem man die Legeeisenbreite = 125 mm vom Kreuzende (P_5) abträgt. Von hier aus muß die Kratze überall hingelangen können, damit sich nirgends Schweißeisen ansetzen kann Man zieht deshalb die Strahlen nach P_4 und P_6 und hat nunmehr das Legeeisen festgelegt, wenn man einen Kreisbogen durch die Punkte P_1, P_3, P_2 legt (der Mittelpunkt geht zufällig durch den Endpunkt des Kreuzes P_5). Man rundet noch die Ecken ab und kennzeichnet die Türöffnung, durch Abtragen ihrer halben Breite von P_6 aus.

Rostfläche: 80 qcm auf 1 kg stündlich verbrannte Kohle = $\frac{250}{2} \cdot 80$ = 10 000 qcm, davon die Hälfte = **freie Rostfläche.**
Rostbreite = 945 mm (siehe oben).
Rostlänge = $\frac{10\,000}{94{,}5}$ = 106 cm, rund = 1100 mm.
Legeeisenbreite oben = 125 mm.
Feuerbrückenbreite = 250 + Legeeisenbreite = 375 mm.
Kohlenloch (d. i. Einwurföffnung) = 210×210.
Türöffnung = 420×420.
Ofenhöhe über Legeeisenoberkante = 420 mm an der Tür,
320 » » » gegenüberstehenden Ofenwand
Feuerbrückenhöhe über Legeeisen = 125, über Rost = 400 mm.
Höhe des Legeeisens = 270 mm.
Stärke der Herdauskleidung = 100 mm.
Fuchshöhe = ³/₄ der mittleren Ofenhöhe = ³/₄ · 370 = 270 mm.
Unterkante des Kohlenlochs schneidet mit der Unterkante der Arbeitsöffnung ab.
Unterkante der Arbeitsöffnung = Oberkante des Legeeisens.
Höhe der Oberkante des gußeisernen Herdbodens = 500 mm über dem Erdboden.
Stärke der Herdplatten = 40—50 mm.
Gewölbestärke = 230 mm.
Neigung des Fuchses = 10°.
Die 3 Platten, welche die Herdunterlage bilden, dürfen nicht zusammengeschraubt werden, sondern erhalten die gekennzeichnete **Klammerverbindung.**

Der Bau des Puddelofens.

Die Abbildung 13 sagt das Nötige. Sie stellt einen Puddelofen gewöhnlicher Bauart dar, wie er alle Verbesserungen erfolgreich überdauert hat. Einen Puddelofen mit Vorherd, wie er in einzelnen Gegenden (an der Saar, Donawitz) betrieben wird, gibt Abb. 14 wieder. Die Roheisenstücke werden vorgewärmt und dann auf den Puddelherd hinüber gestoßen. Dadurch wird Zeit und Lohn gespart, weil die Arbeitspause, die beim Einschmelzen entsteht, durch das Besetzen des Vorherdes ausgenutzt werden kann.

Abb. 15 kennzeichnet einen mit Feinkohle betriebenen Oberschlesischen Puddelofen. Es ist eine Halbgasfeuerung, System Bicheroux, angeordnet [1]).

[1]) Ganz ähnlich wie Bichéroux verfuhr Boëtius. Nur wärmt er die Sekundärluft nicht unter dem Boden, sondern in Kanälen der Seitenmauern vor.



Um Anleitung zur Konstruktion eines Puddelofens zu geben, ist die Abb. 13 entworfen. Ihr Text sagt das Nötige. Als Baustoff dienen Steine von Schweißofenqualität (vgl. S. 16). Das »Legeeisen« und die Herdplatten sind Gußeisenstücke. Das erstere hat immer Wasserkühlung.

Die Arbeitstür mit Wasser zu kühlen, um den Arbeiter vor der Hitze zu schützen, ist vorgeschlagen (Stahl und Eisen, 1890, S. 613).

Das Herdfutter wird in folgender Weise hergestellt: Man bestreicht die Platten und das Legeeisen mit Ton, breitet Puddelschlackenstücke in Wallnußgröße gleichmäßig aus, gibt Hitze, bricht mehrmals auf, bis das Ganze eine dickbreiige Beschaffenheit hat. Alsdann wird Hammerschlag (Fe_3O_4) aufgegeben und dadurch Strengflüssigkeit erzielt. Man

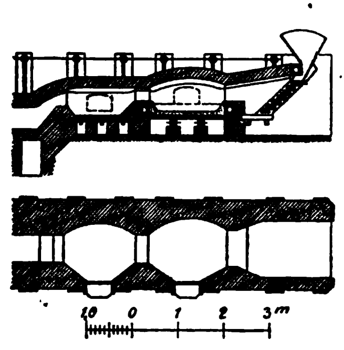


Abb. 14. Puddelofen mit Vorwärmherd (links) und Treppenrost.

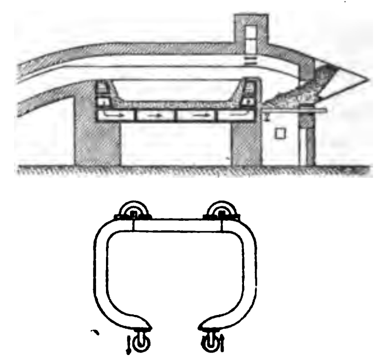


Abb. 15. Oberschlesischer Puddelofen, mit Feinkohle betrieben. Bicherouxfeuerung. Ein Dampfstrahlgebläse führt die Verbrennungsluft zu, die als Primärluft unter dem Rost- als Sekundärluft vorgewärmt, oberhalb der Feuerbrücke eintritt.
Darunter das 3teilige Legeeisen. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

gibt schärfste Hitze und formt nun endgültig die Mulde. Am Schlackenloch muß die tiefste Stelle liegen. Statt der Puddelschlacke hat man auch Magneteisenstein auf einigen Werken verwendet.

Beim Stahlpuddeln verwendet man höhere Legeeisen und hat deshalb einen erheblich tieferen Herd. (Vgl. auch Stahl und Eisen, 1891, S. 623). Bei Feinkohle hat man Treppenroste.

Abb. 16 und 17 kennzeichnen die Abhitzedampfkessel stehender und liegender Anordnung. Die letztere ist zweifellos vorzuziehen. Da, wo es sich um Ersparnis an Grundfläche handelt, kann man den Kessel auf einem Traggerüst über dem Ofen anordnen.

Als man dazu überging, Gasfeuerung[1]) und Halbgasfeuerung[2]) (Bicheroux, 1870) anzuordnen, um geringwertige Kohle oder Torf

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 60 (Lürmann) und ebenda 1885, S. 339 (v. Ehrenwerth).

[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 429, (Bicherouxöfen), auch ebenda 1886, S. 362 (Ofen von Küppers).

verwenden zu können oder auch die weiter unten gekennzeichneten Vorteile zu erzielen, lohnte sich meist das höhere Anlagekapital nur, wenn man die Erzeugungsmenge vergrößerte. So gelangte man zum Bau von Doppelpuddelöfen, d. h. Puddelöfen mit doppelt so großer Herdfläche und Einsatzmenge, die von beiden Seiten her bedient werden.

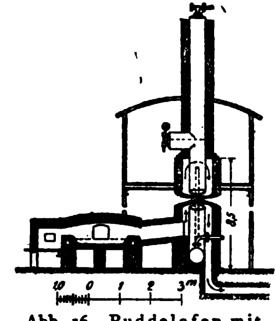


Abb. 16. Puddelofen mit stehendem Kessel.

Man ging aber noch weiter. Um den Übelstand auszugleichen, daß die Arbeiter während des Einschmelzens unbeschäftigt sind, ordnete man zwei Herde hintereinander an, die wechselweise bedient wurden.

Springer[1]) (1883) wandte eine regelrechte Umschaltfeuerung an. Zog die Flamme nach links, so wurde auf dem rechten Herde gepuddelt und auf dem linken eingeschmolzen. Nach dem Herausziehen der Luppen wurde umgeschaltet und die Mannschaft trat über.

Pietzka[2]) (1887) ordnete einen hydraulischen Kolben an, der den Doppelherd trug und in gehobenem Zustande seine Drehung um 180°

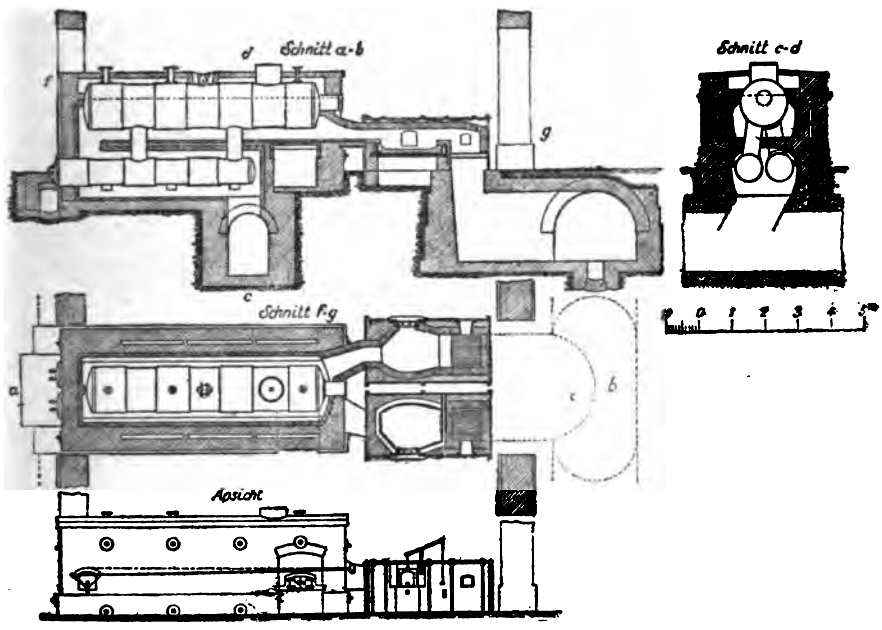


Abb. 17. Liegender Kessel von den Abgasen zweier Puddelöfen geheizt.

[1]) Stahl und Eisen, 1887, S. 820, ebenda 1889, S. 554 und 776, auch ebenda 1901 S. 415 (Ural), ähnlich wie Springer ging Jüllich vor.

[2]) Stahl und Eisen, 1888, S. 418 Öfen in Wittkowitz und Zawadzki.

ermöglichte (Abb. 18). Später vervollkommnete er seine Anordnung durch Einfügen eines Rekuperators und eines Gaserzeugers Saillerscher Anordnung (Schlackenabstich).

Auf diese Erfindungen von **Springer** und **Pietzka** hatte man so große Hoffnungen gesetzt, daß man durch sie das Puddelverfahren vor dem Absterben bewahrt glaubte. Diese Hoffnungen sind nicht verwirklicht. Sie

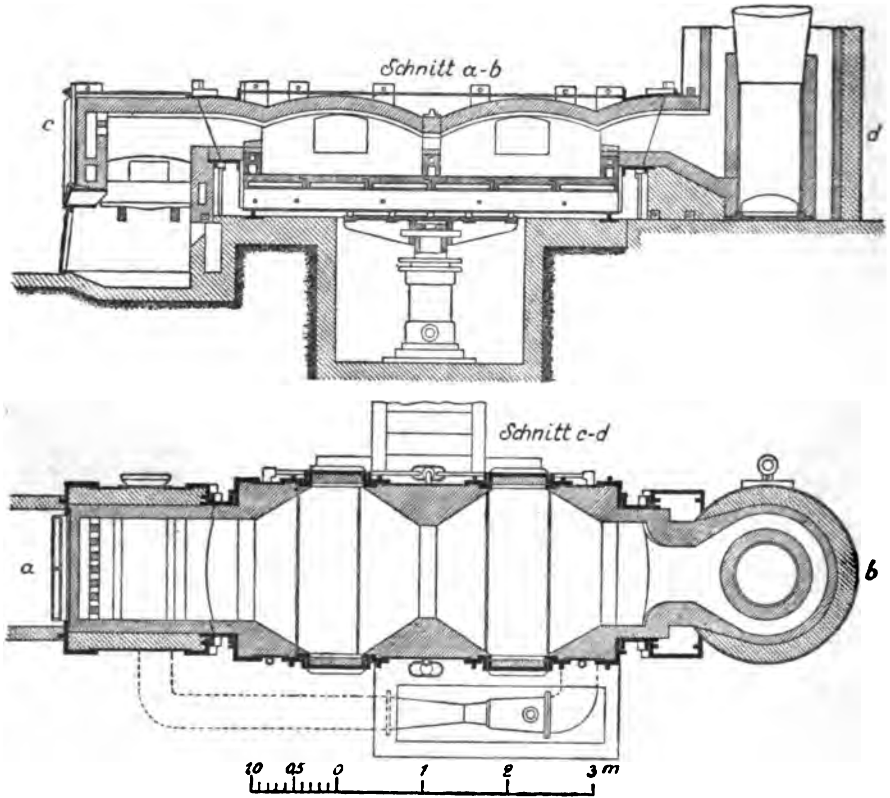


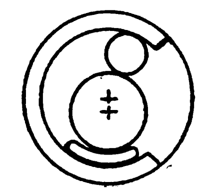
Abb. 18. **Drehpuddelofen von Pietzka**, mit einfacher Halbgasfeuerung betrieben. Dampfstrahlgebläse. Die Abgase heizen einen Dampfkessel. Stahl und Eisen, 1889, II. Tafel und S. 56a.

vermochten es nicht einmal, den althergebrachten Puddelofen zu verdrängen, geschweige denn den Kampf mit dem Martinofen aufzunehmen.

Immerhin ist bei diesen Verbesserungen der Puddelöfen und Schweißöfen viel Pionierarbeit geleistet. Durch sie ist die Gasfeuerung und Halbgasfeuerung im Hüttenwessen eingebürgert. Die Anordnung von **Boetius** und **Bicheroux**, wurden auf Wärmöfen für Flußeisen und andere Feuerungen übertragen. Die Anordnung von **Pietzka** hat ein Hilfsmittel gegeben, um die schwersten Blöcke, Brammen und Panzerplatten in Wärm- und Glühofen einzusetzen.

Es bleibt noch übrig auf die Versuche hinzuweisen, die unternommen wurden, um den Puddelbetrieb mechanisch zu gestalten. Man ordnete bereits 1836 Triebwerke[1]) an, bei denen die Kratze, durch das flüssige Eisen hindurch, hin und her gezogen wurde. Der Mann brauchte nur die Führung zu geben. Diese Bestrebungen hatten keinen Erfolg, weil kein Mann gespart wurde, und die Brechstangenarbeit sich der mechanischen Handhabung vollständig entzog. Nur auf einem nassauischen Werke fand sie der Verfasser noch in Anwendung. Vgl. S. 39, Fußnote.

Andere Versuche unternahmen Pernot[2]) mit seinem rotierenden Teller und Danks[3]) (1871) mit seiner rotierenden Trommel. Der erstere erzielte die Rührwirkung durch eine Schräglagerung der Welle. Beide Erfinder benutzten das gleiche Futter wie beim Puddelofen und führten das Roheisen flüssig ein. Krupp führte den Danksofen in Essen ein, um ein Verfahren zu haben, das sich dem Bessemerconverter an die Seite stellte, aber den Vorteil hatte, phosphorreiches Roheisen verarbeiten zu können. Er hatte keinen Erfolg. Die Erfindung Pernots machte viel von sich reden und wurde auch auf die ersten Martinöfen übertragen (vgl. daselbst), um das Bad mechanisch in Bewegung zu bringen. Aber auch sie hatte keinen bleibenden Erfolg.


Abb. 19. Luppenmühle in einem Pitsburger Puddelwerk. Nach einer Reiseskizze des Verfassers schematisch dargestellt.

Von einem amerikanischen Schaukelofen (Roe)[4]), der 1902 bekannt wurde, hat man auch nichts wieder gehört.

Von Feinfeuern war oben S. 32 die Rede. Sie fanden in Feinöfen, das sind Flammöfen, bei denen große Windmengen schräg von oben auf das Roheisenbad geworfen werden, erfolgreiche Wettbewerber. Eck[5]) betrieb seinen Feinofen in Königshütte mit Generatorgas.

Solche Feinfeuer und Feinöfen verschwanden, als man es gelernt hatte, den Hochofengang so zu beherrschen, daß man sich den Anforderungen der Roheisenverbraucher anpassen konnte.

Statt der Dampfhämmer verwendete man auch Luppenquetschen und durch Exzenterdrehung wirkende Luppenmühlen (vgl. Abb. 19). Sie waren aber den Dampfhämmern nicht gleichwertig.

In neuester Zeit ist in einem besonderen Falle (Anlage inmitten bewohnter Stadtteile) die Dampfhydraulische Presse an die Stelle des Hammers getreten[6]).

---

1) Puddelmaschinen in Althütten (Böhmen). Stahl und Eisen, 1907, S. 1733.

2) Stahl und Eisen, 1882, S. 54 und ebenda 1891, S. 97 und 112.

3) Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 57 (englische Anlage) und 300.

4) Stahl und Eisen, 1902, S. 847.

5) Vgl. das obengenannte Buch von Herzog S. 206 (Faber du Faur).

6) Stahl und Eisen, 1897, S. 257.

Über Schweißöfen wird im Kapitel »Schweiß- und Wärmöfen« das Nötige gesagt werden.

Der Entwurf eines Puddelwerks (vgl. Abb. 20).

Die oben gekennzeichneten Verhältnisse machen es nötig, daß man von den Tagesleistungen der Walzenstraßen ausgeht.

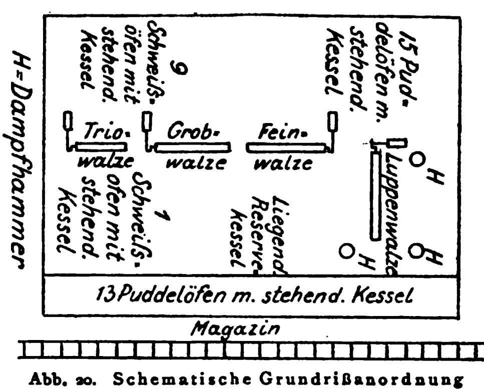


Abb. 20. Schematische Grundrißanordnung eines Puddelwerks.

Beispiel:

1 Grobstraße	bis 60 t in 24 Stunden leistend, erfordert	4 Schweißöfen
1 Mittelstraße	» 48 t » » » » »	3 »
1 Feineisenstraße	» 24 t » » » » »	2 »
Zusammen	132 t	9 Schweißöfen

Jeder Schweißofen muß in 24 Stunden 15 t leisten können.

1 Schweißofen in Reserve.

1 Puddelofen macht 12 Hitzen in 24 Stunden mit einem Einsatz von 250 kg und 12% Abbrand. In 24 Stunden also 2,64 t Rohschienen.

Sollten alle drei Walzenstraßen gleichzeitig betrieben werden, so würden 50 Puddelöfen erforderlich sein. Da aber entweder nur die Grobstraße oder nur die beiden andern Straßen gleichzeitig betrieben werden, kommt man mit 28 Puddelöfen aus. Zur Bedienung dieser Puddelöfen (72 t Rohschienen in 24 Stunden) sind 1 Luppenstraße und 3 Luppenhämmer erforderlich.

Regel: Man stellt die Schweißöfen in unmittelbarer Nähe der Walzenstraßen auf und gruppiert die Puddelöfen möglichst dicht um die Hämmer und diese wieder um die Luppenstraße herum (vgl. Abb. 20). Der geforderte Dampf wird von den Abhitzekesseln aufgebracht.

Der Betrieb der Puddelöfen.

Man unterscheidet Sehne, Feinkorn und Stahl.

Sehne ist das weichste, kohlenstoffärmste Erzeugnis, Feinkorn ein Mittelding mit 0,3—0,6 % C, Stahl hat meist 1—1,2 % C.

Will man auf Sehne puddeln, bevorzugt man ein möglichst Mn- und Si-armes, also weißes Roheisen. Man muß aber zu hohen Schwefelgehalt, der gerade bei solchem Roheisen häufig besteht, vermeiden. Ein solches Roheisen ist »schnellgehend«, wie der Puddler sagt; es enthält z. B. 0,4 Si, 0,4 Mn.

Für Stahlpuddeln kann man nur ein manganreiches Roheisen verwenden, wie es im Siegerlande mit 4—5 % Mn unter der Bezeichnung »Stahleisen« erzeugt wird. Auch Steiermark liefert Stahleisen.

Für Feinkorn wählt man ein Roheisen mit etwa 2—3 % Mn. Steht dies nicht zur Verfügung, ersetzt man den fehlenden Mn-Gehalt durch Silizium (bis zu 2 %).

Man beginnt mit dem Einsetzen (gewöhnlich 250 kg) und breitet das Roheisen auf dem Herde aus, schließt dann die Arbeitstür und das Schummelloch und gibt starke Hitze. Bei beginnendem Schmelzen wird umgewendet (aufgestochen).

Beim Stahlpuddeln stellt man die Roheisenstücke ringsum am Legeeisen auf, um sie gut vorzuwärmen.

Etwas Schlacke bleibt von der vorhergehenden Schmelze im Ofen zurück. Man muß aber immer neue Schlacke, in Gestalt von Schweißofenschlacke, der man reichlich Hammerschlag zusetzt, hinzufügen und tut dies je nach den Umständen vorher oder nachher. Bei Si-reichem Roheisen — nachher, um schnell die Temperatur zu dämpfen.

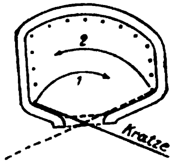


Abb. 21. Schematische Darstellung des Furchenziehens beim Puddeln.

Das Einsetzen und Einschmelzen dauert bei Sehnepuddeln etwa 35—40 Minuten. Bei schnellgehendem Eisen zeigen sich schon jetzt blaue Flämmchen an der Oberfläche, von entweichendem CO herrührend.

Nunmehr folgt das Schummeln, d. h. das Arbeiten mit der Kratze. Der Puddler zieht im Sinne der Abb. 21 Radial-Furchen. Die Kratze wird bei längerer Zeitdauer weich und muß ausgewechselt werden, man spricht dann von Roheisen, das 1, 2, 3 Kratzen erfordert und kennzeichnet dadurch mittelbar seine chemische Zusammensetzung.

Die Temperatur muß jetzt gedämpft werden, weil sonst das Kochen zu heftig werden, und der Puddler die starke Strahlhitze nicht aushalten würde. Man erreicht dies durch Senken der Temperplatte, die oben die Esse krönt. Dieser Abschnitt dauert so lange (meist 15—30 Minuten), bis sich die blumenkohlartigen Gebilde derart gehäuft haben, daß der Puddler nicht mehr mit der Kratze durchkommt.

Es folgt dann das Umsetzen (meist 30—40 Minuten), indem der Puddler die angehäuften Eisenkrystalle mit der Brechstange zusammendrückt und dabei erst auf die linke, dann wieder auf die rechte Herdseite befördert. Gegen Ende muß er schon in Luppen einteilen (meist 5), die annähernd gleich schwer ausfallen müssen. Dann folgt die schwerste Arbeit: Das Herausziehen der Luppe, die dann zum Hammer gefahren wird[1]). Hier wird die Schlacke ausgepreßt. Sie spritzt weit umher. Der Hammerschmied muß deshalb vollständig gepanzert sein. Die

[1]) Über das Puddeln im märkischen Lande siehe Stahl und Eisen, 1891, S. 623. Ebenda ist auch das Puddeln im Siegerlande beschrieben.

ausgeschmiedete, vorgeschmiedete Luppe wird in derselben Hitze in der Luppenstraße ausgewalzt.

Die Rohschiene ist kein Handelserzeugnis, weil sie noch sehr viel Schlacke enthält, auch die Kanten und Flächen durch austretende Schlacke rissig geworden sind.

Beim Stahlpuddeln zieht man das Verfahren in die Länge und bricht es im richtigen Zeitpunkt ab. Um das erstere zu erreichen, schützt man den Kohlenstoff durch höheren Mn-Gehalt, arbeitet mit höherer Kohlenschüttung auf dem Rost, also reduzierender Flamme, mit tieferem Herd und größerer Schlackenmenge. Die Schlacke wird nicht ausgewechselt, damit sie gegen Ende in ihrer Wirkung abgestumpft ist. Abgesehen davon vermeidet es der Puddler nach Möglichkeit, Eisen und Luppen aus dem Schlackenbade herausragen zu lassen und zieht die Luppen schnell heraus.

Die Stahlpuddelhitze nimmt wegen der künstlichen Verschleppung der Entkohlung längere Zeit in Anspruch.

Für die Erzeugung von Feinkorn gilt, sinngemäß eingeschränkt, dasselbe wie für Stahlpuddeln. Man setzt ein Mn- und Si-reiches Roheisen ein (etwa 1,5 % Mn und 2 % Si), führt aber das Feinkorn- und Sehnepuddeln in denselben Öfen aus.

Der gewöhnliche Puddelofen wird von drei Mann bedient. Der dritte Mann besorgt das Feuer und tut Läufer- und andere Hilfsdienste. Der zweite Mann schummelt. Der erste Mann setzt um, wird dann vom zweiten Mann abgelöst und macht dann wieder die Luppen. Das letztere ist die verantwortungsreichste Arbeit.

Um die Puddelzeit zu verkürzen, setzt man in einigen Gegenden Eisenerz (Erzpuddeln) ein, um dessen Gehalt an Fe_2O_3 zur Verstärkung der Frischwirkung zu benutzen. So verfährt man beispielsweise an der Saar, indem man Minette zufügt. Es muß billiges Erz zur Verfügung stehen; denn von dem Eisengehalt wird nichts gewonnen, da FeO im Puddelofen nicht reduziert wird.

Ein weiteres Hilfsmittel ist das Einsetzen von Schrott (Schrottpuddeln). Eine Verbindung dieser Maßnahme mit dem Erzgeben, wie es der Verfasser z. B. in Wasseralfingen gesehen hat, führt zu großen Leistungen.

Man hat auch vorgeschlagen [1]), den Puddelofen mit flüssigem Roheisen unmittelbar aus dem Hochofen zu beschicken. Dieser Vorschlag ist auch in Belgien [2]) verwirklicht. Es wurde ein gasgeheizter Ofen (System Biedermann) und ein zwischen Hochofen und Puddelofen eingeschalteter, geheizter Mischer in Anwendung gebracht. Über durchschlagende Erfolge ist nichts verlautet. Das Puddelverfahren hat so viel

[1]) In Amerika, Stahl und Eisen, 1888, S. 210.

[2]) Puddeln in Hourpes ebenda 1895, S. 396 und 1897, S. 969. Vgl. auch seine Kritik Stahl und Eisen, 1895, S. 539.

Wärmeverluste, daß die auf das Roheisenschmelzen verwendete Wärmemenge nicht soviel ausmacht. Auch der Zeitgewinn wird durch entgegenstehende Übelstände aufgewogen.

Ein Setzen von Ferromangan[1]) hat in Phönix keinen Erfolg erzielt, auch nicht bessere Festigkeitseigenschaften.

Ein eigenartiges Verfahren traf der Verfasser in Steiermark beim Puddeln auf Stahl für Tiegeleinsatz (1,05 °/₀ C) an. Die geschmiedeten Luppen werden vor dem Auswalzen von mehreren Öfen gesammelt und dann in einen gerade leerstehenden Puddelofen noch einmal eingesetzt. Hier bleiben sie etwa 10 Minuten unter Einwirkung einer sehr stark reduzierenden Flamme bei geschlossenem Essenschieber. Es erfolgt eine höhere Kohlung. Dann nochmaliges Ausschmieden, Walzen, in Wasser werfen, brechen und sortieren.

Bei Puddelöfen sind mehrfach Explosionen[2]) aufgetreten, die mit dem Dampfkessel nichts zu tun hatten. Die einzig brauchbare Erklärung lief darauf hinaus, daß das vielfach geübte Kühlen des leeren Herdes durch Wasser unvorsichtig und so ausgeübt war, daß das Wasser mit flüssigem Roheisen (anstatt nur mit Schlacke) in Berührung kam[3]).

Besonders schwierige Sondererzeugnisse bildeten schwere Bleche und Panzerplatten[4]), letztere auch als sogenannte Compoundpanzerplatten, aus Schweißeisen und Flußeisen, früher in Dillingen hergestellt.

Von Sondererzeugnissen wie Röhrenstreifen, Sternrädern, Ketteneisen, Hufstabeisen war oben die Rede. Schraubenmuttereisen für besondere Zwecke (blanke Muttern) muß phosphorreich (0,4 °/₀ P) sein. Es wird Thomasroheisen als Einsatz verwendet und phosphorreiche Rohschienen (0,7 °/₀ P) mit gewöhnlichen Rohschienen zusammen packettiert. Man muß heiß und schnell schmieden, sonst birst die Luppe unter dem Hammer. Flußeisen läßt sich auch verwenden, ist aber härter und braucht mehr Werkzeugkosten.

Die Betriebsergebnisse.

In einem gewöhnlichen Puddelofen wird ein Einsatz von 225 bis 250 kg gegeben und in 1 ½—2 Stunden fertig gepuddelt. Der Abbrand ist, je nach der Roheisenzusammensetzung und der Zeitdauer, sehr verschieden (6—15 °/₀, meist 12 °/₀), dabei ist nicht berücksichtigt, daß die gewogenen Rohschienen etwa 4 °/₀ Schlacke enthalten. Das Ausbringen ist also in Wirklichkeit noch ungünstiger, was durch eine starke Eisenverschlackung zu erklären ist.

---

1) Stahl und Eisen, 1881, S. 115.

2) Stahl und Eisen, 1888, S. 559 und 1890, S. 205, 307, 444 und 1892, S. 1001.

3) Vgl. Explosionen bei Hochofendurchbrüchen, Stahl und Eisen, 1915, S. 247 aus der Feder des Verfassers.

4) Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 60, ebenda 1885, S. 61, ebenda 1885, S. 26 (englische Schweißeisenerzeugung für Bleche).

Der Steinkohlenverbrauch beläuft sich beim Sehnepuddeln meist auf 80—90 %, beim Puddeln auf Stahl auf bis zu 160 % vom Rohschienengewicht. Bei Braunkohlen und Torf dem geringeren Heizwert entsprechend mehr.

Bei Halbgasfeuerungen[1]) und Doppelpuddelöfen tritt eine Ersparnis von etwa 20 % ein, eine noch größere Ersparnis bei den Anordnungen von Springer und Pietzka (vgl. die auf S. 43 genannten Literaturquellen.

Kühlwasserverbrauch etwa 1 cbm für 1 Stunde.

Der Puddelofen liefert als Nebenerzeugnis Dampf für die Hämmer und Walzenstraßen. Für 1 Puddelofen kann man etwa 20 qm Heizfläche und 1,5—2,5 kg Dampf für 1 kg Kohle veranschlagen. Da sonst 1 kg Kohle 6—8 kg Dampf liefert, kann man etwa $^1/_3$ des Brennstoffs auf die Dampferzeugung verrechnen.

Schweißöfen erfordern etwa 50—70 % des erzeugten Schweißeisens an Steinkohle. Der Abbrand beträgt 9—17 %. Daß durch Sandgeben eine Schweißschlacke erzeugt werden muß, um metallisch reine Schweißflächen zu erzielen, wurde oben erwähnt.

Fehlergebnisse.

Kaltbruch entsteht bei zu hohem P-Gehalt.

Rotbruch bei zu hohem S-Gehalt.

Faulbruch bei Schlacke, die so schwerschmelzig oder dickflüssig ist, daß sie sich nicht auspressen läßt und Gefügestörung hervorruft.

Schweißeisen ist gegen P weniger empfindlich als Flußeisen, beim Schwefel ist es infolge seiner Manganarmut gerade umgekehrt.

Schlecht und ungleichförmig gepuddeltes Eisen enthält noch kohlenstoffreiche Teile. Es zerfällt unter dem Hammer.

Die Chemischen Vorgänge im Puddelofen.

Wie bereits ausgeführt, erfolgt die Frischwirkung im Sinne der Gleichung:

$$Fe_3O_4 + C = 3\ FeO + CO$$

Fe_3O_4 ist in der Schlacke gelöst und wird durch weitere Glühspanbildung und durch Zusatz von Hammerschlag immer ergänzt. Wird Erz zugefügt, so geht eine Umwandlung des Fe_2O_3 in Fe_3O_4 vor sich. $4\ Fe_2O_3 + Fe = 3\ Fe_3O_4$, weil Fe_2O_3 in Weißglut nicht bestehen kann.

Um FeO zu reduzieren; dazu fehlt im Puddelofen die nötige Temperatur. Infolgedessen geht, im Gegensatz zum Martinofen, nichts vom Eisengehalt der Schlacke in das Eisen über.

---

[1]) Im Nassauischen brauchte man 80% gewaschene Gasflammkohle vom Einsatz, bei Halbgasfeuerung, als der Verfasser das Werk besichtigte. 10,2% Verlust bis zur Rohschiene.



Der Entkohlungsvorgang läßt sich vom Standpunkt der Roozeboomschen Lösungsschaubilder gut beleuchten Hier sei nur gesagt, daß es streng genommen nicht Eisenkristalle sind, welche sich ausscheiden, sondern Mischkristalle. Die einzelnen Mischkristalle bilden keine einheitliche Masse, sondern sind durch auskristallisierte Schlackenteilchen voneinander getrennt[1]).

Silizium, Mangan und Phosphor oxydieren sich zu SiO_2, MnO und P_2O_5 und eilen dabei dem Kohlenstoff vor, wie dies aus den Schaubildern hervorgeht. Dadurch wird die Entkohlung anfangs verzögert; es kann sogar zu einer Kohlenstoffzunahme kommen, weil die Gesamtmenge durch den Abbrand der obengenannten Körper verringert wird.

Eisen wird gerade dann in großer Menge oxydiert, wenn seine Begleiter größtenteils verschwunden sind, also gegen Ende der Hitze. Man muß im Allgemeinen mit 8% Eisenverlust durch Oxydation rechnen. Eine Aufnahme von FeO im Eisen findet im Gegensatz zu den Flußeisenverfahren nicht statt. Rotbruch infolge Sauerstoffaufnahme gibt es also bei Schweißeisen nicht.

Der Phosphor wird oxydiert und von der basischen Schlacke aufgenommen. Es bildet sich dreibasisches Eisenoxydulphosphat $3\,FeO \cdot P_2O_5$, (vgl. P beim Thomasverfahren), das aber nur beständig ist, wenn die Schlacke Überschuß an FeO hat. Tritt aus dem Ofenfutter oder dem Roheisen zuviel SiO_2 in die Schlacke, wird die Entphospherung gestört[2]). Die SiO_2 zerlegt die ebengenannte Verbindung, und die bereits gebildete P_2O_5 fällt der Reduktion durch den Kohlenstoff des Eisens anheim.

Beim Converter und Martinverfahren ist dieser Vorgang noch mehr ausgeprägt.

Auf diese Weise ist erklärt, warum eine Entphospherung nur auf basischem Herde möglich ist.

Im Anfang geht der Ofen kalt; infolgedessen ist die Verwandtschaft des C zum O nicht so groß wie die des P zum O, und die Entphospherung geht kräftig von statten (vgl. Abb. 22 und 23). Auf dieser Erscheinung beruht das Krupp-Bellverfahren, bei dem die Entphospherung des Roheisens weitgehend durchgeführt wurde, ehe die Verbrennung des C begann[3]).

Am günstigsten verläuft die Entphospherung[4]) bei reichlicher Schlackenmenge und Auswechseln der Schlacke. Das letztere ist beim

---

[1]) Vgl. darüber Heyn. Die Metallographie im Dienste der Hüttenkunde Freiberg bei Craz und Gerlach.

[2]) Nach Cubillo (Stahl u. Eisen 1901 S. 415) findet dies statt, wenn mehr als 30% SiO_2 in der Schlacke ist.

[3]) Stahl und Eisen, 1903, S. 40 links unten, auch 1909, S. 1465.

[4]) Man kann bis 96,66% des P-Gehalts entfernen. Stahl und Eisen, 1901, S. 415.

Stahlpuddeln nicht möglich; man muß deshalb mit einer schwachen Entphospherung rechnen und phosphorarmes Roheisen verwenden. Auch beim **Feinkornpuddeln** bemerkt man eine schlechtere Entphospherung wie bei Sehnepuddeln. Ist der P-Gehalt im Roheisen sehr groß, so kann man schon deshalb nicht mit Sicherheit auf einen geringen P-Gehalt in der Luppe rechnen, weil der Puddler Interesse daran hat, das Verfahren möglichst abzukürzen. Aus diesem Grunde durfte man in früheren Zeiten das phosphorreiche **Ilseder-Roheisen** nur in geringer Anteilziffer verpuddeln; sonst hatte man Kaltbruch.

Der **Schwefel** findet hier ganz andere Verhältnisse wie im Hochofen vor. Eine Entschwefelung unter CaS-Bildung in reduzierender Atmosphäre ist ausgeschlossen. Trotzdem findet eine sehr gute, wenn

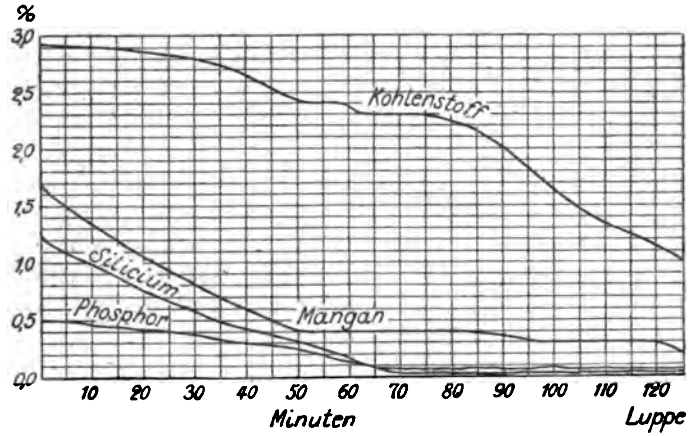


Abb. 22. Schaubild des Stahlpuddelvorgangs in Zorge, nach Schilling.

auch eine nicht ganz zuverlässige Entschwefelung statt (bis zu 90%). Diese auf FeO zurückzuführen und anzunehmen, daß FeO-haltige Schlacke das FeS löst, ist grundfalsch; denn im Hochofen und im elektrischen Ofen haben wir das Bild, daß gerade ein FeO-Gehalt der Schlacke die Entschwefelung hindert. Die Erklärung erfolgt aber ganz ungezwungen in anderer Weise, unter Heranziehung der Mischervorgänge.

Daselbst und in jeder Gießpfanne scheiden sich Legierungen an der Oberfläche aus, deren Hauptbestandteile FeS und MnS sind. Sie folgen dabei ihrem Auftrieb infolge geringeren spezifischen Gewichts. Es ist also eine Seigerungserscheinung. An der Luft oxydieren sie sich unter Bildung von Schwefelsauerstoffverbindungen. Zum Teil werden sie auch wohl mit der Schlacke in gleichem Sinne abfließen, wie es beim Mischer geschieht.

Im Allgemeinen wird man einen höheren S-Gehalt im Roheisen als 0,15% beanstanden.

Die hier folgende Zahlentafel läßt erkennen, wie gering die im gepuddelten Schweißeisen verbleibenden Schwefelgehalte sein können.

Der Kupfergehalt bleibt beim Puddeln bestehen; er muß naturgemäß angereichert werden, weil die Gesamtmenge kleiner wird.

Chrom geht in die Schlacke. Man konnte aber chromhaltiges Roheisen nur zu $^1/_{10}$ zugattieren (Stahl und Eisen, 1893, S. 18).

Die Schlackenbestandteile erleiden Veränderungen. Der SiO_2-Gehalt erfährt zunächst eine Zunahme (Si des Roheisens und Abschmelzen

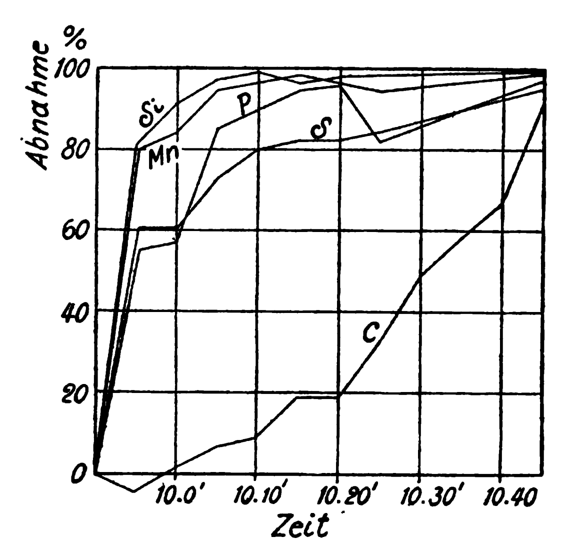


Abb. 23. Schaubild einer englischen Puddelschmelze auf Sehne, nach Stahl und Eisen, 1901, S. 415 (Cubillo).

Roheisenzusammensetzung: 2,85 % *C*; 0,54 % *Mn*; 2,72 % *Si*; 0,44 % *P*;
Zusammensestzung des Luppeneisens: 0,24 % *C*; 0,005 % *Mn*; 0,015 % *Si*; 0,015 % *P*; 0,008 % *S*.

des Gewölbes), dann eine Abnahme infolge Vermehrung der Schlackenmenge. FeO wächst, Fe_2O_3 [1]) nimmt zunächst ab, dann aber wieder zu, infolge Höheroxydation des FeO. Die anderen Bestandteile spielen keine Rolle (vgl. die Zahlentafel).

---

[1]) Man müßte eigentlich Fe_3O_4 sagen, aber wir haben kein Mittel um Fe_3O_4 und Fe_2O_3 chemisch zu trennen, sondern können nur FeO und höhere Sauerstoffverbindungen unterscheiden. Es ist üblich geworden, die letzteren auf Fe_2O_3 umzurechnen und in den Analysen Fe_2O_3 neben FeO anzugeben.

Schweißeisen aus dem Puddelofen.

Nr.		Roheisen C %	Si %	Mn %	P %	S %	Cu %		Schweißeisen C %	Si %	Mn %	P %	S %	Cu %
1.	Englisches Puddelwerk. Iron and Steel Inst. 1879 S. 219	—	—	—	—	—	—	Rohschiene (Sehne)	0,16	0,00	0,09	0,09	—	—
2.	Oberschlesisches Puddelwerk Z. d. Ing. 1874 S. 326	2,57?	3,21	5,14	0,97	0,040	—	Rohschiene (Feinkorn)	0,63	0,09	0,15	0,12	0,009	—
3.	Harzer Werk (Puddelwerk) Berg. u. Hütten m. Z. 1863 S. 313 . . .	2,92	1,24	1,66	0,47	0,098	—	Rohschiene (Stahl)	0,94	0,11	0,27	0,07	Spur	—
4.	Oberschlesisches Werk. Persönl. Notiz	—	—	—	—	—	—	Rohschiene (Sehne)	0,05—0,06	0,1	0,17—0,24	0,15	0,012	0,20
5.	Dasselbe. Persönl. Notiz	—	—	—	—	—	—	Muttereisen	—	—	—	0,40 [1]	—	—
6.	Dasselbe » »	—	—	—	—	—	—	Hufstab	0,05	0,11	0,17	0,14	0,01 [2]	—
7.	Steirisches Werk	—	—	—	—	—	—	Stahl für Tiegeleinsatz	1,05	0,12	0,23	0,022	0,018 [3]	—
8.	Alte Rheinbrücke bei Köln (Stahl u. Eisen 1912 S. 1113)	—	—	—	—	—	—	Formeisen	0,04—0,08	0,16—0,20	0,06—0,23	0,18—0,43	0,018—0,035	0,03—0,24 [4]
9.	Englisches Werk nach Cubillo .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Stahl u. Eisen 1901 S. 414 . . .	2,85	2,72	0,54	0,44	0,16	—	—	0,24	0,015	0,005	0,015	0,008	—

[1]) Dieses Muttereisen wird durch Zusammenschweißen phosphorreicherer Rohschienen mit gewöhlichen Rohschienen hergestellt.

[2]) Gleichwertiges Hufstabeisen, aus Flußeisen gewalzt, würde 0,09 C; 0,43 Mn; 0,06 P; 0,05 S, 0,23 Cu u. Spur Si enthalten.

[3]) Andere Analysen steirischen Puddelstahls siehe Stahl u. Eisen 1899 S. 916.

[4]) 0,62—1,21 % Schlacke, 27,5—36,5 kg Zerreißfestigkeit; 22,3—31,4 kg Fließgrenze; 1,2—11,5 % Dehnung.

Zahlentafel, Zusammensetzung der Puddelschlacke.

	Fe %	SiO_2 %	FeO %	Fe_2O_3 %	MnO %	Al_2O_3 %	CaO MgO %	P_2O_5 %
Stahlpuddeln in Zorge[1]) (Berg- u. Hütten m. Z., 1863, S. 313)	—	—	—	—	—	—	—	—
47 Minuten nach dem Einsetzen	—	20,98	58,98	7,12	1,64	2,78	3,46	5,25
66 » » » »	—	20,51	62,03	4,09	1,64	2,82	3,64	5,25
80½ » » » »	—	20,12	62,14	4,12	—	2,87	3,67	—
98 » » » »	—	20,34	61,20	5,20	—	2,87	3,21	—
113 » » » »	—	20,27	61,20	5.20	—	2,91	4,16	—
122 » » » »	—	20,40	61,34	4.95	—	3,05	3,53	—
Im Ofen zurückbleibende Schlacke	—	20,72	59,88	6,24	—	2,86	3,48	—
Puddelschlacke aus Draßdo	45,4	31,4	—	—	8,5	—	—	2,2
Englische Puddelschlacke (Sehnepuddeln)	50,0	27,2	—	—	5,2	—	—	2,2
Oberschlesische Puddelschlacke (Feinkorn)	47,3	20,9	—	—	12,9	—	—	3,8
Harzer Puddelschlacke	52,1	20,3	—	—	1,6	—	—	—
		$SiO_2 + Al_2O_3$						
Belgische Puddelschlacke	55,5	11,0	—	—	0,64	—	0,5	9,2

[1]) Ähnlich geordnete Schlackenanalysen vom Staffordshirepuddeln findet der Leser in Stahl und Eisen, 1901, S. 414.

Luftüberschuß, Rauchgasmenge, Wärmerechnung eines Puddelofens.

Berechnung des Luftüberschusses.

Beispiel: Es sei eine langflammige oberschlesische Steinkohle folgender Zusammensetzung gegeben:

68,9% C; 4,8% H; 13,3% O; 1,5% N; 1,5% S; 6% Asche; 4% Feuchtigeit.

Die theoretisch zur Verbrennung nötige Luftmenge sei L_t

$$L_t = (68{,}9 \times \frac{8}{3} + 4{,}8 \times 8 + 1{,}5 \times 1 - 13{,}3) \frac{100}{23}^{1)} = 914 \text{ kg Luft}$$

914 kg Luft bestehen aus 704 kg N und 210 kg O.

Die Essengasanalyse der trockenen Gase möge ergeben haben: 12,0% CO_2; 80,0% N; 8,0% O (Vol.)

12,0 cbm CO_2 enthalten $12{,}0 \times 0{,}54 = 6{,}5$ kg C.
Auf 6,5 kg C kommen also . . . . 8 cbm überschüssiges O und
» 68,9 » C oder 100 kg Kohle . 84,8 » » O

Diese 84,8 cbm O entsprechen $84{,}8 \cdot \frac{100}{21} \cdot 1{,}29 = 520$ kg Luft, d. i. 57% der oben berechneten 914 kg.

Es besteht also ein Luftüberschuß von 57%. Die eben genannten 520 kg Luft bestehen aus 400 kg N und 120 kg O.

Berechnung der Rauchgasmenge.

$68{,}9 \times \frac{11}{3}^{1)} \times 0{,}51$ cbm	= 129	cbm	CO_2
$4{,}8 \times 9 \times 1{,}24$ » $4 \times 1{,}24$ »	= 59	»	Wasserdampf
$1{,}5 \times 2 \times 0{,}35$ »	= 1	»	SO_2
$704 \times 0{,}80$ » $400 \times 0{,}80$ »	= 883	»	N
$120 \times 0{,}70$ »	= 84	»	O

Zusammen für 100 kg Kohle 1156 cbm Rauchgase

Wärmerechnung des Puddelofens.

Für 100 kg Einsatz werden 100 kg der obengenannten Steinkohle gebraucht. Die Zusammensetzung des Roheisens sei 3% C, 1% Si, 2% Mn, 0,66% P, 0,10% S.

---

1) 1 kg C verbrennt mit $\frac{32}{12} = \frac{8}{3}$ kg O zu $\frac{11}{3}$ kg CO_2 usw.
In 100 kg Luft sind 23 kg O und 77 kg N enthaltten.
» 100 cbm » » 21 cbm O » 79 cbm N ».

Wärmeeinnahme für 100 kg Einsatz.

100 kg Kohle von 6615 WE Heizwert =					661 500 WE
3 » C im Roheisen verbrennen zu	CO	3	× 2470 =		7 410 »
1 » Si » » » »	SiO_2	1	× 7830 =		7 830 »
2 » Mn » » » »	MnO	2	× 2000 =		4 000 »
0,66 » P » » » »	P_2O_5	0,66	× 5900 =		3 940 »
0,10 » S » » » »	SO_2	0,1	× 2164 =		220 »
8,00 » Fe » » » »	Fe_3O_4	8,0	× 1650 =		13 200 »
				Zusammen	698 100 WE

Wärmeausgabe für 100 kg Einsatz.

100 kg Roheisen zu schmelzen . . . . 100 × 265[1]) = 26 500 WE
94 » flüssiges Roheisen von etwa 1200° auf 1400° erhitzen.
94 × 200 × 0,167 = 3 100 »
75 » [2]) Schlacke zu schmelzen und zu überhitzen. 75 × 500[1]) = 37 500 »
} = 9,6%

Es entweichen 1156 cbm Rauchgase mit einer Temperatur von 1200° und einer mittleren spezifischen Wärme = 0,38[3]).
1156 × 0,38 × 1200 = 527 100 » = 75,5 »

Verluste an die Umgebung aus dem Unterschied . . . . . . 103 900 » = 14,9 »

Zusammen 698 100 WE

Man sieht, daß der Betrag der nutzbar gemachten Wärme recht klein ist und in den Essenkanal eine ungeheure Menge abfließt, die allerdings z. T. zur Dampferzeugung ausgenutzt wird (vgl. S. 42).

---

[1]) Diese Zahlen sind dem Hochofenbetriebe entlehnt.

[2]) Über die Schlackenmenge gibt Stahl und Eisen, 1901, S. 414, Auskunft.

[3]) Die mittlere spez. Wärme der Rauchgase beträgt bei der Erwärmung von 0° auf 1200° 0,37 für 1 cbm.

III. Flußeisenerzeugung im Converter.

8. Geschichtliches und Statistisches über Windfrischen.

Im Jahre 1855 nahm der Engländer Henry Bessemer, (1813 bis 1898) gleichzeitig mehrere Patente (17. 10. 1855), von denen das eine den Erfindungsgedanken des Bessemerverfahrens ausspricht [1]). Es handelt sich um das Durchblasen von Luft, um flüssiges Roheisen in Stahl zu verwandeln und daraus Blöcke herzustellen, die zum Schmieden und Walzen geeignet sind. Die beiden anderen Patente behandeln das Vergießen von Flußeisen in Blockformen, um das Walzen von Eisenbahnschienen und Trägern abzukürzen.

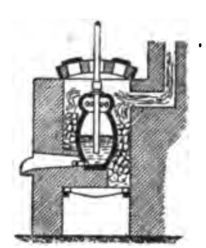


Abb. 24. Bessemers erster Versuch. In der Mitte das Windrohr.

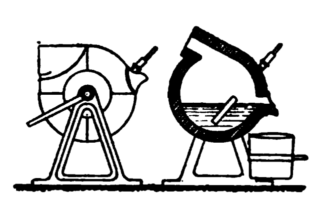


Abb. 25. Bessemers erstes kippbares Gefäß.

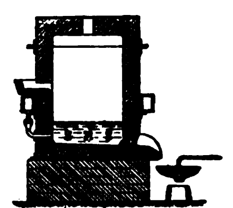


Abb. 26. Bessemers feststehender Windfrischapparat, wie er ihn auch in Edske (Schweden) anwandte. Links die Eingußöffnung für das Roheisen. Die Gase entwichen oben am Scheitel.

Er hielt dann 1856 einen Vortrag in Cheltenham, um die Ergebnisse seiner Versuche mitzuteilen. Er hatte im Sinne der Abb. 24 einen Tiegel benutzt und Wind eingeblasen. Schon bei diesen Laboratoriumsversuchen mit 20 Pfund und 40 Pfund Roheisen bemerkte man eine Temperaturzunahme, die Bessemer auf die Verbrennung des C zurückführte. Er ging dann weiter, verzichtete auf die gleichzeitige Heizung und wandte einen feststehenden zylindrischen Apparat (vgl. Abb. 26)

---

[1]) Der Leser mag diese interessante Erfindungsgeschichte in Becks Geschichte des Eisens IV, S. 901 und V, S. 122 nachlesen, auch aus Bessemers eigener Feder, Stahl und Eisen, 1886, S. 789 und ebenda 1896, S. 341. Nachruf für Bessemer ebenda 1898, S. 301.

an. Der Wind trat seitwärts in das Bad ein. Das flüssige Roheisen wurde von oben hineingegossen, das Flußeisen unten abgestochen. Er wandte auf seinem Versuchswerk in St. Pancraz eine Füllung von 7 Ztr. an, befürwortete aber später eine solche von bis zu 120 Ztr., um die Blasezeit noch mehr abzukürzen.

Er war also auf dem richtigen Wege; trotzdem finden wir in den folgenden Patenten wieder einen Rückschritt. So zeigt ein solches (7.12.55) ein kippbares Blasegefäß, (Abb. 25), in Verbindung mit einem Puddelofen. Das Roheisen sollte nur vorgefrischt werden. Ein anderes zeigt einen Puddelofen, in dessen Roheisenbad seitwärts Wind eingeblasen wird.

Bessemer selbst war irre geworden, nachdem er und seine Licenznehmer nichts als Mißerfolge geerntet hatten. Er wurde von allen Seiten, auch von deutscher, französischer, belgischer und amerikanischer Seite heftig angegriffen; umso erfolgreicher, als ein ähnliches, aber in Wirklichkeit seiner Erfindung fernstehendes Patent, gegen ihn ausgespielt wurde. Auch Percy und Gruner traten als wissenschaftliche Autoritäten auf die Seite seiner Gegner. Nur Tunner in Leoben sprach für ihn und auch ein Deutschamerikaner C. Schinz, der die erste Wärmeberechnung lieferte.

Zum Teil war Bessemer selbst Schuld. Er hatte eine unfertige Sache in die Praxis übertragen und besaß als ein Selfmademan in des Wortes eigenster Bedeutung nicht die Kenntnisse, um selbst die Grundlagen zu schaffen. So gab er die Roheisenzusammensetzung und die Windmenge falsch an[1]). Er war Schriftgießer, hatte einiges Geld verdient und war durch die Erfindung eines Geschützrohres mit den Eigenschaften des Schweißeisens bekannt geworden. Er wollte ein Material herstellen, das nicht mit seinen Mängeln behaftet war.

Es ist tatsächlich ein Wunder, daß diese Erfindung sich schnell durchrang, und noch mehr, daß sie dem Erfinder vollen Lohn brachte. Der praktische Blick Bessemers und seine Beharrlichkeit haben dazu beigetragen, aber in der Hauptsache war es ein glücklicher Zufall, daß ein Schwede, namens Fredrik Göransson[2]) das Verfahren für Schweden erwerben wollte und in Garpenberg und Edske Versuche ausführte. Er wollte diese schon einstellen, weil die Angaben Bessemers und des von ihm gesandten Ingenieurs nur Mißerfolge zeitigten, aber am Schluß noch einen Versuch nach eigenem Entwurf ausführen, und dieser gelang. Göransson hatte die Pressung vermindert und die Windmenge bedeutend vermehrt und so am 18. Juli 1858 die erste erfolgreiche Bessemerschmelze geblasen, noch dazu unmittelbar aus dem Hochofen. 15 t dieses Stahls, der sich rein und schlackenfrei gießen ließ, sandte er an

[1]) Vgl. Ulrichs Bericht (Königshütte 1857), Stahl und Eisen, 1913, S. 225, der Tunners Berechnung der Windmenge wiedergibt und Bessemers falsche Angaben beleuchtet.

[2]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1897, S. 730. (Axel Wahlberg) und ebenda 1893, S. 920 (Åkerman).

das Stahlwerk von Bessemer & Co. in Sheffield, das Bessemer zusammen mit seinem Schwager Allen errichtet hatte. Es erwies sich als ein vorzügliches Material für Messer, Scheren, Rasiermesser, Werkzeuge, Bleche.

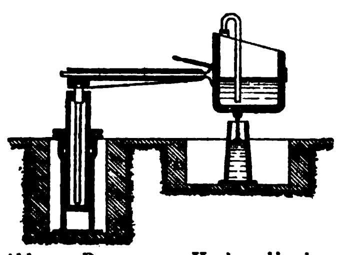


Abb. 27. Bessemers Hydraulischer Gießkran und Pfanne mit Stopfenausguß.

Bessemer bildete in der Folgezeit das Verfahren in allen seinen äußeren Formen durch. Er kehrte zum Kippgefäß zurück, das dem Verfahren seinen Namen gegeben hat. Die Formen, wie sie die Abb. 27 und 28 wiedergeben, sind 1860 in Sheffield (Patent für die Birnenform 1. 3. 1860) entstanden.

In einem offenen Schreiben[1]), das von dem damals 83-jährigen Erfinder ausging, und dessen kraftvoller Stil ahnen läßt, was für eine Energie in diesem Manne steckte, wahrte er einem Amerikaner gegenüber seinen Anspruch auf den Erfinderruhm und führte aus: »Endlich darf nicht vergessen werden, daß der Bessemer-

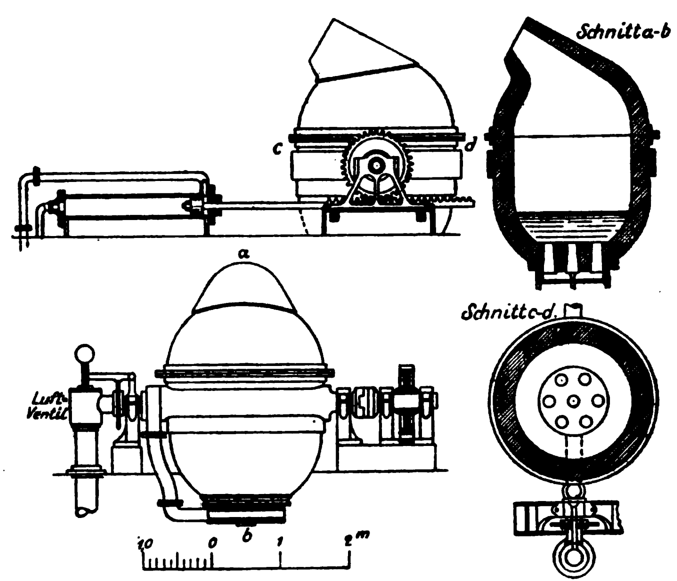


Abb. 28. Bessemerkonverter (etwa um 1860) mit hydraulischem Zylinder. Links sieht man ein Windventil, das sich selbsttätig öffnet, wenn der Konverter aus der liegenden Stellung in die aufrechte übergeht.

konverter mit seiner hydraulischen Bewegungsvorrichtung, die hydraulischen Gußkräne und Apparate, die Blockkräne, die Gießpfannen mit Stopfen und Trichter, die Anordnung von 2 Birnen in einer halbkreisförmigen Gießgrube, die konischen Cokillen und in der Tat die ganze Anlage,

[1] Stahl und Eisen, 1896, S. 341 mit Bildnis.

Ausrüstung und Anordnung der amerikanischen Stahlwerke patentierte Erfindungen von Henry Bessemer sind. Allein Bessemers patentierte Einrichtung wird noch mit kaum einer Abweichung im Einzelnen nach 40 Jahren in allen Ländern Europas angewendet, wo Bessemerstahl gemacht wird.«

Allein diese Arbeit, die Bessemer als Konstrukteur geleistet hat, macht ihn der Ehren und Reichtümer[1]) würdig, mit denen er bald überschüttet wurde, u. a. wurde er 1879 in den Adelstand erhoben. Das Iron Steel Institut ehrte ihn durch die Errichtung der Bessemermedaille.

Es muß noch einer anderen wichtigen Erfindung gedacht werden, die erst das Verfahren lebensfähig gemacht hat.

Im Jahre 1856 nahm Robert Mushet mehrere Patente gleichzeitig. Das eine bezog sich auf den Zusatz eines pulverförmigen Gemisches von Kohle und Mangan, das zweite auf den Zusatz von Kohle zu dem beim Bessemerverfahren erzeugten übergaren und teilweise oxydierten Eisen. Ein drittes Patent setzte zu gleichem Zweck geschmolzenes Spiegeleisen ein.

Mushet, der auch das Wesen der Rückkohlung erkannt hatte, schmolz Bessemerflußeisen in Tiegeln und setzte 5% Spiegeleisen zu. Die Blöcke hatten ein Gewicht von 600 Pfund und ergaben beim Auswalzen zu Eisenbahnschienen so günstige Ergebnisse, daß sie das Staunen der Fachkreise erregten. Dieser Versuch (1857) kennzeichnete die Überlegenheit der Flußeisenschiene.

Bessemer mußte warten, bis Mushets Patent verfiel. Bis dahin mußte er im Sinne Göranssons 1—2 Minuten vor Beendigung der Entkohlung abbrechen[2]). Er setzte etwas flüssiges, graues Roheisen[3]) zu. 1862 erfand Allen den Zusatz von Siliziumeisen und erzielte dichte Güsse. Erst 1874 gelang es in Frankreich, weiches Material mit 0,15 % C herzustellen, indem man Ferromangan zusetzte[4]). Das letztere hatte Bessemer schon 1866 empfohlen, aber es scheinen Schwierigkeiten bestanden zu haben. 1862 stellte Bessemer bereits Stahlformgußstücke her, indem er Ferrosilizium mit 8% Mn und Spiegeleisen zusetzte (Stahl und Eisen, 1883, S. 343).

Viel Schwierigkeit kostete es den Hüttenleuten damaliger Zeit, sich damit vertraut zu machen, daß der Phosphor, im Gegensatz zum Puddelverfahren nicht entfernt werden konnte. Die großen englischen und deutschen Werke sicherten sich infolgedessen bald Grubenbesitz in Bilbao.

Die erste Bessemerei in Deutschland wurde 1862 bei Krupp in Essen errichtet. 1863 in Creusot. 1864 beim Bochumer Verein,

---

[1]) Bessemer bezog bis zum Jahre 1870 1 £ für jede t Erzeugung (Beck V, S. 614) und erzielte bei einem Einkaufspreise des Roheisens von 140 M. einen Verkaufspreis für die t Flußstahl von 1000—1200 M. (Stahl und Eisen, 1896, S. 347).

[2]) Beck V, S. 139.

[3]) Beck IV, S. 943.

[4]) Beck V, S. 624.

in Königshütte und Gemünd in der Eifel. 1863 blies der Leobener Professor Peter Tunner die erste Bessemerschmelze in Österreich zu Turrach in Steiermark. 1864 wurde das Verfahren in Amerika eingeführt[1]), wo es sehr schnell Wurzel faßte, weil die amerikanischen Verhältnisse besonders günstig für das Verfahren liegen (großer Reichtum an phosphorarmen Erzen).

Die hier folgende Zahlentafel gibt einen Überblick:

Erzeugung an Bessemerstahl in t[2]).

	Zahl d. Werke 1867	Erzeugung			
		1870 t	1880 t	1900 t	1908 t
Großbritannien	52	215 000	1 061 000	1 274 000	921 000
Deutschland	22	125 000	686 000	223 000	374 000
Frankreich	12	83 000	384 000		
Österreich-Ungarn . . .	14	29 000	106 000		
Belgien	2	6 000	95 000		
Schweden	15	7 000	35 000		
Vereinigte Staaten . . .	?	38 000	1 091 000	6 792 000	6 215 000
		503 000	3 458 000		

Das Fassungsvermögen der Converter wuchs anfangs sehr langsam, 1860 hatte man Converter mit demselben Einsatz wie die ursprünglichen feststehenden Bessemeröfen in Schweden, also 500—1000 kg. 1860 ging Bessemer auf 1500 kg und 1861 John Brown auf 2500—3000 kg. 1863 3,5—4,0 t in Hörde. 1866 10 t auf neuen englischen Werken. Man war sich aber nicht einig und hielt noch 1872 vielfach einen Einsatz von 5 t für den besten, gerade auch in den Vereinigten Staaten.

Der von Bessemer konstruierte, in Schweden eingeführte feststehende Apparat war 1871 noch auf 3 Werken im Betrieb. Seine Nachfolgerschaft trat später (1883) Clapp Griffith an, dessen Kleinbessemerapparat ebenfalls feststehend war.

Der Holley'sche Losboden ist 1868 patentiert und dann von Amerika nach Deutschland übertragen. Allerdings hatte bereits 3 Jahre zuvor Schmidhammer in Neuberg den gleichen Gedanken verwirklicht, aber nicht bekannt gegeben. Die Erfindung wurde auf das basische Verfahren übertragen.

Die anfänglichen außerordentlich kleinen Einsätze, die Bessemer anwandte, würde man heute unter den Begriff »Kleinbessemerei« bringen. Als man später solche Anlagen schuf, brauchte man nur darauf zurückzugreifen (vgl. dies Kapitel).

[1]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2036 (Brauns) und 1912, S. 729 (John Fritz' Lebensgang).
[2]) Beck V, S. 159 und 615 und Stahl und Eisen, 1909, S. 1488.

Als Umschmelzöfen wandte man allgemein den Flammofen an, erst später (1867) baute man Kupolöfen. In Schweden benutzte man nach Göranssons Vorbilde unmittelbar flüssiges Roheisen des Hochofens. Nicht in Terrenoire, sondern hier ist dies Verfahren (sogenanntes direktes Verfahren) erdacht.

Die Einführung des Spektroskops[1]) zur Überwachung des Chargenverlaufs wurde 1862 durch Bagge und Roscoe (Schüler Bunsens) angeregt. 1865 entdeckte Lielegg die 3 sogenannten Kohlenstofflinien, über deren Deutung ein Meinungsstreit entstand. Eine große Bedeutung erhielt das Spektrum dadurch, daß Thomas in seinem Patente den Beginn des Nachblasens mit dem Verschwinden der sogenannten Kohlenstofflinien in Einklang brachte.

Bessemer hatte die schwache Seite seines Verfahrens, nämlich das Fehlen der Entphospherung, erkannt und war unablässig bemüht, hier Wandel zu schaffen. Es gelang ihm aber nicht — es fehlten ihm auch wohl die nötigen chemischen und metallurgischen Kenntnisse; aber ebensowenig gelang es Anderen, bis Thomas die Lösung brachte. Nach Bessemer durfte das Roheisen im Maximum 0,2 % P haben. In Deutschland (0,12 % P) und Österreich ging man nicht so weit. Als Siliziumgehalt nannte Bessemer 2 %.

Auf welche Umwege man verfiel, um dem genannten Mangel abzuhelfen, lehrt eine Erfindung von Parry[2]), die tatsächlich auf dem Werke Ebbw Vale mit einem Mißerfolg eingeführt wurde. Parry verpuddelte das phosphorreiche Roheisen, um den Phosphor zu entfernen, schmolz das Schweißeisen im Kupolofen um, wobei sein C-Gehalt angeblich auf 2 % stieg und entfernte den Kohlenstoff im Bessemerconverter, den er zuvor mit Hilfe eines Gaserzeugers aufheizen mußte.

Einer Tatsache muß noch Erwähnung geschehen: Bessemer erhielt in Preußen kein Patent. Das Durchblasen von Luft durch flüssiges Roheisen war bekannt, und das andere sei kein Erfindungsgedanke. So soll nach der Darstellung Weddings die Antwort gelautet haben.

Im Jahre 1878 hörte die Welt zum ersten Male von einem Entphospherungsverfahren eines damals 28jährigen unbekannten Mannes ohne jede eisenhüttenmännische Erfahrung: Sidney Gilchrist Thomas[3]), geb. in Battersea bei London. Man hielt es aber in der betreffenden Versammlung des Iron Steel Instituts für überflüssig, sich um die bei Erörterung des Bell'schen Verfahrens eingestreute Bemerkung zu kümmern, setzte auch einen dann angemeldeten Vortrag einfach von der Tagesordnung ab. In demselben Jahre nahm Thomas sein erstes Patent, das aber in seiner Fassung nur verrät, daß der Erfinder selbst noch

---

[1]) Beck V, S. 140 und S. 164, auch S. 651 und 652.
[2]) Beck V, S. 142 und 153.
[3]) Beck V, S. 634 und Stahl und Eisen, 1909, S. 1465 (Massenez).

vollständig im Dunklen tappte[1]). Erst ein in demselben Jahre folgendes Patent[2]) nennt ein basisches Futter aus Ziegeln, die aus magnesiahaltigem Kalkstein mit variablen Kalk- und Magnesiagehalten und einem bestimmten Gehalt an Fe_2O_3 (0—2%), SiO_2 (5—9%) und Al_2O_3 (3—4½%) bestehen und bei hoher Weißglut in Öfen, die mit basischen Ziegeln ausgekleidet sind, gebrannt werden sollten. Die chemische Zusammensetzung war so gewählt, daß ein Zusammensintern erfolgen konnte[3]).

Ein drittes Patent 1879 trifft erst die eigentlichen Grundlagen seiner Erfindung, nämlich außer dem basischen Futter den Kalkzuschlag und das Nachblasen. Es soll über den Entkohlungspunkt hinaus, zwecks vollständiger Entphospherung geblasen werden.

Thomas hatte 1876 seine Versuche in seinem Londoner Laboratorium begonnen. Er stellte ein Converterfutter (6 Pfund-Einsatz) aus Ätzkalk und Wasserglas her. Als dies glückte, verschaffte er sich durch die Vermittelung seines Vetters Gilchrist (daher der Name Thomas-Gilchristverfahren) Eingang in das Werk Bleanavon in Südwales und machte mit Einsätzen von 3—4 Ztr. Versuche. 1878 forderte ihn Windsor Richards auf, seine Versuche im Estonwerk bei Middlesborough (Bolckow, Vaughan & Co.) fortzusetzen, und hier entstand auf Grund von Erfahrungen bei einem 10 t-Converter das Patent von 1879. In demselben Jahre hielt Thomas dann einen glänzenden Vortrag vor dem Iron Steel Institute. Er verwandte in der Folgezeit Teer anstelle des Wasserglases.

Die Erfindungsgeschichte ist insofern interessant, als die ersten beiden Patente sehr anfechtbar waren[4]). Der Gedanke, ein basisches Futter anzuwenden, war eigentlich Allgemeingut[5]) geworden. Tunner, Wedding, Lencauchez, Wilhelm Siemens, André, Reese, Gruner hatten ähnliche Vorschläge gemacht, auch Snelus, mit dem sich Thomas abfinden mußte. Er hatte im Laboratorium ähnlich wie Thomas phosphorarmes Flußeisen erzeugt. Anderseits war Thomas der erste, der auf diesem Wege im praktischen Betriebe phosphorarmes Flußeisen herstellte. Abgesehen davon verraten die folgendeu Patente einen solchen Scharfblick und so vorzügliche Kenntnisse, daß man ihm den Erfinderlohn als verdient zusprechen muß. Er floß ihm reichlich zu, aber ein Leiden, dessen Spuren sich schon bei seinem ersten Auftreten zeigten, raffte ihn in Paris im Jahre 1885 hinweg.

Die Bedeutung seiner Erfindung wird ohne weiteres klar, wenn man berücksichtigt, daß $^9/_{10}$ aller Eisenerze der Welt so phosphorhaltig sind,

---

1) U. a. wurde Wasserglas und auch Zement als Bindemittel genannt.
2) Beck V, S. 636.
3) Beck V, S. 637 und 641.
4) Dies geschah auch, vgl. Massenez, Stahl und Eisen, 1909, S. 1470.
5) Beck V, S. 638.

daß das daraus erblasene Roheisen ungeeignet zum Verblasen im Bessemerconverter ist (Thomas). Für Deutschland muß man sogar sagen: »Alle Erze«; denn die phosphorarmen Spateisensteine kommen wegen ihres Mn-Gehaltes nicht in Betracht.

Es wäre aber falsch zu glauben, daß die Versuche in Eston ein fertig durchgebildetes Verfahren hinterlassen hätten. Es galt noch viele technische Fragen zu beantworten und das Verfahren auch wirtschaftlich im großen Maßstabe durchzuführen; auch das Mißtrauen zu beseitigen, das dem neuen Material im Gegensatz zu dem erprobten Schweißeisen naturgemäß entgegengebracht wurde. Es ist ein Ruhmesblatt für das deutsche Eisenhüttenwesen, diese Aufgabe, auch unter Heranziehung deutscher Wissenschaft so gelöst zu haben, daß das Thomasverfahren die Vorherrschaft erlangt hat. Umgekehrt hat auch das Thomasverfahren das deutsche Eisenhüttenwesen zu der Stellung geführt, die es im Welthandel einnimmt, und die auch dadurch gekennzeichnet ist, daß der englische Wettbewerb geschlagen wurde.

Dies gilt auch in dem Sinne, daß das Martinverfahren erst durch die Erfindung eines brauchbaren basischen Futters in Anlehnung an das Thomasverfahren wirklich lebensfähig geworden ist.

Von den deutschen Werken sind es Hörde und Rheinische Stahlwerke, die seinerzeit gemeinsam die Lizenz von Thomas für Deutschland erwarben [1]) und eine Pionierarbeit geleistet haben, von der man sich heute schwer eine Vorstellung machen kann. Am 22. September 1879 wurde gleichzeitig in Hörde (Massenez und Pink) und in Meiderich (Pasteur) die erste Thomascharge geblasen.

Erst durch die Hörder-Versuche kam Klarheit. Thomas hatte einen magnesiareichen Kalk der oben gekennzeichneten chemischen Zusammensetzung und auch künstliche Gemenge benutzt und das Brennen erst nach dem Pressen in Ziegelform ausgeführt. In Hörde wurde 1879 festgestellt, daß totgebrannter Dolomit das richtige Material für die Ziegelbereitung sei. Den anfänglich gegebenen Tonzusatz verließ man bald und wandte wasserfreien Teer als Bindemittel an. Wer Teer zuerst angewandt hat, ist unbekannt. Man weiß nur, das Thomas und Gilchrist 1882 einen Teerzusatz von 7—9 °/₀ erwähnen, und zwar muß es wasserfreier Teer sein [2]).

Ebenso hatte Thomas die Rolle des Phosphors als Wärmeträger noch nicht erkannt. Er befürwortete noch 1879 ein möglichst phosphorarmes Roheisen z. B. mit 1,3 °/₀ Si und 1,1 °/₀ P. Man verwandte graues Roheisen. Erst der damalige Hochofendirektor in Hörde Hilgenstock [3]) erkannte, daß Phosphor das Silizium ersetzen müsse

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1466.

[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 294 und 384.

[3]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1478.

und fand, daß das phosphorreiche Ilseder Roheisen mit etwa 3,0 % P, 0,5 % Si, 2,0 % Mn die besten Ergebnisse zeitigte. Je geringer der Siliziumgehalt; umso besser die Haltbarkeit der Böden und des Futters. Den Begriff des Thomasroheisens hat damals erst Hilgenstock geprägt. In der Folgezeit entwickelte der Ebengenannte bei unmittelbarer Überführung des flüssigen Hochofeneisens in den Converter die Erfindung der Roheisenentschwefelung im Mischer (siehe dies Kapitel). Hilgenstocks und Massenez' Ansichten über den P-Gehalt als Wärmeträger wurden durch die Berechnungen v. Ehrenwerths [1]) gestützt.

Thomas setzte nicht reinen Kalk, sondern ein Gemisch von Kalk und Eisenerz (8:1), jedenfalls im Zusammenhange mit der Betrachtung des Puddelvorganges. In Hörde wurde nach vergeblichen Versuchen, mit anderen Zuschlägen (z. B. Kryolith) bessere Ergebnisse zu erzielen, möglichst reiner Kalk benutzt, den man anfangs in Kupolöfen vorwärmte.

Die Dauer des Nachblasens, die Art des Abziehens der Schlacke und das Geben der Zusätze zu bestimmen, bereitete große Schwierigkeiten, die zahlreiche Versuche in Hörde und Meiderich nötig machten. Es gelang bereits 1879 den Phosphor bis auf 0,03—0,05 %, bei 13,0 % Abbrand und einer Blasedauer von 10 Minuten + (2—4) Minuten für Nachblasen abzuscheiden [2]).

Diese Erfolge waren nur unter Mithilfe der wissenschaftlichen Arbeit möglich, die in erster Linie aus Deutschland eingetragen wurde. Außer den bereits genannten Namen müssen hier Friedrich Müller, Finkener, Kuppelwieser, Stead genannt werden (vgl. unter Chemischen Vorgängen).

Das Fassungsvermögen der Converter mußte man in Rücksicht auf die größere Schlackenmenge größer als beim sauren Verfahren gestalten (10 : 7) und auch mit höherem Winddruck blasen (2 : 1,5 Atm.), um das Verfahren abzukürzen.

Die Bestrebungen, die Thomasschlacke zu mahlen und als Düngemittel zu benutzen, gehen schon auf Thomas und Gilchrist zurück. 1884 machte Hoyermann in Peine grundlegende Versuche. Aber erst, als die landwirtschaftliche Wissenschaft (u. a. Fleischer, Märcker, Wagner) ihre Unterstützung lieh, gelang es, dem Thomasmehl seine gebührende Stellung zu sichern und einen bedeutenden Gewinn aus diesem anfänglich nichtbeachteten Nebenerzeugnis zu erzielen [3]). (Vgl. unter Verwertung der Thomasschlacke.)

---

[1]) v. Ehrenwerth Studien über den Thomasprozeß. Österreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen 1879—1881.

[2]) Massenez, Stahl und Eisen, 1909, S. 1477.

[3]) Beck, V, S. 693. Stahl und Eisen, 1909, S. 1488.

Es bleibt noch übrig auf die Männer hinzuweisen, die Bedeutendes geleistet haben, um das Thomasmaterial und mit ihm das Flußeisen überhaupt einzuführen und bei den Behörden dadurch einzubürgern, daß man seine vorzüglichen Eigenschaften und seine Anpassungsfähigkeit durch mühevolle Versuche kennzeichnete, sodaß Abnahmevorschriften unter Zugrundelegung der mechanischen Prüfung (siehe dies Kapitel) abgeleitet werden konnten. Es sollen hier nur die Namen Tetmajer in Zürich als wissenschaftliche Autorität, Mehrtens als Brückenbauer und Kintzlé als Stahlwerksmann genannt werden[1]).

Einen Überblick über die Entwicklung des Thomasverfahrens geben die nachfolgenden Zahlentafeln[2]):

Thomasstahlerzeugung seit 1879 in 1000 t.

	1879	1882	1885	1887	1889	1890	1892
Großbritannien	1,15	109,37	145,71	435,05	493,92	503,40	406,84
Deutschland	1,78	235,13	548,21	1 167,70	1 305,89	1 493,16	2 013,48
Frankreich	—	12,31	130,58	210,30	222,39	240,64	287,54
Belgien	—	16,67	21,06	50,78	47,04	46,45	56,27
Österreich-Ungarn	—	64,21	69,26	142,41	175,76	202,31	288,12
Rußland	—	12,31	30,46	17,84	29,56	39,35	58,67
Vereinigte Staaten von Nordamerika	—	—	—	—	—	77,78	91,73
Insgesamt	2,93	450,00	945,28	2 024,08	2 274,56	2 603,09	3 202,65

Seit Thomas' Erfindung gliederte sich das Windfrischverfahren (Converterverfahren) in das Saure und das Basische Windfrischverfahren oder auch in das Bessemer- und Thomasverfahren, wobei man unter dem ersteren die Art versteht, wie sie Bessemer anwandte.

Das erstere wird in Deutschland, abgesehen von Kleinbessemereibetrieben nur noch bei Krupp in Essen und bei den Bochumer Gußstahlwerken durchgeführt, nachdem Georgs-Marienhütte und noch später Königshütte zum Martinverfahren übergegangen sind.

Das Thomasverfahren hat sich in den Vereinigten Staaten nicht eingebürgert, weil die Eisenerzverhältnisse dort entweder auf das Bessemerverfahren oder Martinverfahren hinweisen. In Großbritannien hat es sich mit einem verhältnismäßig geringen Anteil begnügen müssen, weil die einheimischen Erze (Clevelanderze) nicht den hohen Phosphorgehalt

[1] Vgl. Fußnote 3 auf der Nebenseite.

[2]) Vgl. auch den Überblick, den Thomas selbst gegeben hat, Stahl und Eisen, 1882, S. 294.

der deutschen Minette und der Ilseder Erze haben, und ihr hoher Al_2O_3 und S-Gehalt nicht dazu ermutigten, aus ihnen siliziumarmes Thomasroheisen zu erblasen [1]).

	Bessemer-Flußeisen t	Thomas-Flußeisen t
Deutschland 1900	223 000	4 142 000
» 1908	374 000	6 511 000
Großbritannien 1900 . . .	1 274 000	499 000
» 1908 . . .	921 000	581 000

9. Umschmelzöfen für Roheisen.

Wenn auch Göransson [2]) von vornherein das flüssige Roheisen für das Windfrischen dem Hochofen unmittelbar entnommen hatte, und dies auch für die Folgezeit in Schweden beibehalten wurde, so blieb Bessemer dem Umschmelzbetriebe treu. Er wandte bis zum Jahre 1867 den Flammofen an, von da ab den Kupolofen. Der letztere mußte erst für so große Schmelzleistungen ausgebildet werden; er spielte damals im Eisengießereibetriebe, neben dem Holzkohlenhochofen und Flammofen eine untergeordnete Rolle.

Das sogenannte »direkte Verfahren«, d. h. das unmittelbare Überführen des flüssigen Roheisens in den Konverter wurde auf mehreren Werken zeitweise oder versuchsweise (Creusot 1879, Terre noire, auch Hörde in den achtziger Jahren) ausgeübt, aber erst durch die Erfindung des Roheisenmischers (1889 und 1890) lebensfähig. Es ist dann Allgemeingut geworden, sodaß Werke, die das Umschmelzen weiter als auf das Sonntagseisen, Abfalleisen und Rohgangseisen ausdehnen, heute zu den Ausnahmen zählen. Von großen Windfrischwerken kommt nur noch Rothe Erde bei Aachen in Betracht, nachdem Peine 1913 auch zum direkten Verfahren übergegangen ist. Dort (Rothe Erde) besteht eine Entfernung von 150 km, die beim Roheisentransport zurückgelegt werden müßte. Diese ist zu groß. Bisher scheint die Grenze bei etwa 10 km zu liegen, obwohl sicher auch größere Entfernungen mit heizbaren Pfannen und schneller Fahrt überwunden werden können.

Der Leser wird fragen, warum man erst so spät zum unmittelbaren Betrieb übergegangen ist; umsomehr als die Umschmelzkosten im Kupolofen sich auf etwa 4 M. für 1 t belaufen, davon etwa 2 M. für Koks. (Friedensverhältnisse). Die Antwort wird im Zusammenhange mit den Ausführungen über Roheisenmischer gegeben werden. Erst durch deren

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1488

[2]) Vgl. S. 59. Man verstärkte auch die Schmelzleistung der dortigen kleinen Holzkohlenhochöfen durch Aufgichten von Roheisen. Stahl und Eisen, 1893, S. 920.

Einführung gelang es, die Ungleichförmigkeiten der chemischen Zusammensetzung, der Temperatur und der vom Hochofen angelieferten Mengen aufzuheben oder herabzumindern und außerdem die Entschwefelung durchzuführen.

Wie oben gesagt, bleibt aber auch heute noch die Notwendigkeit bestehen, Kupolöfen auf Stahlwerken zu errichten. Sie bieten sogar eine willkommene Handhabe, um den Mischer als Ausgleichapparat zu unterstützen; auch werden sie bisweilen herangezogen, um Brucheisen, Sauen uud auch Schmiedeisenschrott einzuschmelzen. Ist ein Mischer vorhanden, so führt man das Kupolofeneisen ebenfalls durch ihn hindurch und genießt den Vorteil der Entschwefelung, was umso wichtiger ist, als der Schwefelgehalt im Kupolofen zunimmt.

Flammöfen.

Ehe die Kupolöfen beschrieben werden, müssen einige Worte den Flammöfen gewidmet werden. Die ursprünglichen Formen stimmen mit denen gewöhnlicher, mit Steinkohlen betriebener Gießereiflammöfen überein [1]). In Gegenden, die ungünstig für den Koksbezug lagen, stellte es sich als wirtschaftlicher heraus, auf den Kupolofen zu verzichten und den Flammofen mit Umschaltfeuerung (Regenerativfeuerung) einzuführen. Man konnte auf diese Weise in Kladno und Teplitz in Böhmen Braunkohle und im Ural Holz benutzen, die ohne Umschaltfeuerung nicht die genügende Temperatur gegeben hätten.

Die Umschmelzanlage in Teplitz wird durch die folgenden Angaben gekennzeichnet [2]). Die Gaserzeuger werden mit Braunnußkohlen betrieben, 45 kg auf 100 kg Einsatz. Für 1 Ofen 5—8 qm Gesamtrostfläche. 6 $^1/_2$ t Einsatz. Schmelzdauer 2 Stunden, dazu 1 Stunde für Einsetzen (fester Einsatz), 8 Schmelzen am Tage. Herdfläche = 2 m $\times$ 3,8 m. Luftkammer = 15,5 cbm, Gaskammer = 14,5 cbm. 1 Esse (1,5 m ϕ 45 m hoch) für 2 Öfen. Die Öfen halten 600 Schmelzen aus. Sie arbeiten mit sehr starkem Zuge, so daß Unterdruck im Ofen herrscht; daher die starke Schmelzleistung. Der Siliziumgehalt geht von 2,5 auf 2,25 %; der Mangangehalt von 2,0 auf 0,6 herunter.

In Wittkowitz zog man den Flammofen deshalb vor, weil er schwefelärmeres Eisen lieferte wie der Kupolofen.

In Kladno werden dieselben Flammöfen heute mit flüssigem Einsatz betrieben. Man kann sie als geheizte Roheisenmischer ansehen. 14 t Einsatz, der zu 16 % fest, zu 84 % flüssig ist, verweilen 40 Minuten

---

[1]) Vgl. das Lehrbuch des Verfassers über Eisen- und Stahlgießerei und auch Stahl und Eisen, 1913, S. 232, wo Flammofenprofile der Bessemeranlage der Königshütte aus dem Jahre 1865 abgebildet sind. Der Konvertereinsatz betrug 2,4 t. Der Flammofeneinsatz wird dementsprechend etwa 2,7 t betragen haben.

[2] Stahl und Eisen, 1883, S. 213.

im Flammofen, geschützt durch eine Schlackendecke, aus Kupolofen- und Generatorschlacke erschmolzen.

Im Ural[1]) haben die mit Holzgas geheizten Flammöfen (108 Raummeter Holz auf 100 t Roheisen) die ausgesprochene Bestimmung, das aus dem Hochofen überführte flüssige Roheisen zu überhitzen, da es sonst zu Si-arm für das Verblasen im sauren Converter (3 t Einsatz) sein würde.

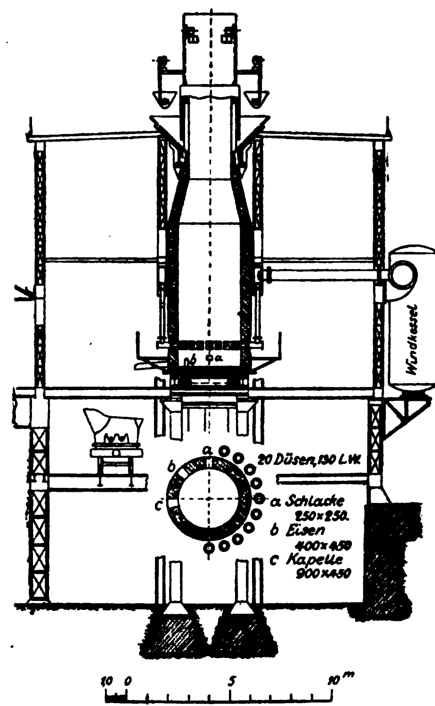


Abb. 29. Kupolofen in Rothe-Erde. Stundenleistung = 65 t. Winddruck = 155 cm Wassersäule. Nach einer Skizze des Werkes. (Vgl. auch Stahl und Eisen, 1907, S. 1528 und die dazu gehörige Tafel.) Die eiserne Bodenplatte wird nach der Seite herausgefahren, dann stürzt das sie schützende Mauerwerk, zusammen mit dem Ofeninhalt nach unten heraus. Der Ofen wird stark durch Wasser gekühlt.

Eingesetztes Roheisen
0,75 % Si; 2,6 % Mn; 3,7 % C
Abgestochenes Roheisen
0,70 % Si; 2,01 % Mn; 3,65 % C

Durch die starke Überhitzung des flüssigen Roheisens wurde sogar ein Schrottsatz von 10 % im Konverter ermöglicht. Bei dem chemischen Verlauf des Konvertervorgangs werden wir uns noch mit diesem Verfahren beschäftigen.

Auffallend ist in allen drei Werken der geringe Si-abbrand. Mn drängt sich hier vor. Zweifellos hat aber auch eine gute dichte Schlackendecke und wahrscheinlich auch ein tiefes Roheisenbad seinen Einfluß ausgeübt. Die heiß geführten Flammöfen ermöglichen ein solches Arbeiten.

Flammöfen geben eine gute Entschwefelung namentlich bei manganreichem Roheisen[2]).

Kupolöfen.

Während man in früheren Zeiten nicht größere Schmelzleistungen wie im Eisengießereibetriebe z. B. 5—10 t stündlich anstrebte und mehrere Kupolöfen, für jeden Converter einen[3]), im Betrieb hielt, arbeitet man neuerdings mit viel größeren Schmelzleistungen und hält einen einzigen Kupolofen solange ununterbrochen im Betrieb, wie es der

[1]) Stahl und Eisen, 1901, S. 524 (Tagil im Ural).

[2]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2036, Erinnerungen von Brauns.

[3]) Man mußte dies schon tun, weil die Überführung des flüssigen Eisens durch Rinnen nichts anderes erlaubt. Heute schaltet man Pfannentransporte ein.

Zustand des Futters erlaubt. Man wendet Winddrücke von 50—180 cm Wassersäule (meist wohl etwa 90 cm) an. Auf diese Weise entstehen Leistungen, die von unseren größten Hochöfen nicht erreicht werden; z. B. sind 21, 25, 36 t als Stundenerzeugung[1]) nichts Ungewöhnliches; auch bei Kupolöfen, die neben dem direkten Verfahren betrieben werden. In einem Falle (reiner Umschmelzbetrieb in Rothe Erde) bestehen sogar 65 t.

Es sollen hier einige Kupolofenbetriebe kurz gekennzeichnet werden.

1. Rothe Erde (vgl. Abb. 29).

Füll- und Anwärmekoks:	2,6 kg	für 1 t Roheisen
Schmelzkoks:	74,0 kg	» 1 t »
Zusammen	76,6 kg	für 1 t Roheisen

Kalksteinmenge: 26 % der Koksmenge.
Stündliche Schmelzleistung: 65 t.
Winddruck: 155 cm Wassersäule.
Gebläse: Turbogebläse. System Rateau[2]).
Durchsatzzeit: 2½ Stunden.
Art der Begichtung: Schwebebahn auf schiefer Ebene, durch Drahtseil betrieben. Roheisen, Koks und Kalkstein wird durcheinander in die Gichtrutschen geworfen.
Betriebsdauer: 3—6 Tage. Die Auskleidung ist schon nach 24 Stunden zum größten Teil weggeschmolzen. Der Ofengang wird auch dann durch starke Wasserkühlung, die von Anfang an wirkt, bis zum Ausbrechen des Futters aufrecht gehalten.
Windeinströmungsquerschnitt: 20 Formen 13 cm ⌀ (2640 qcm).
Zusammensetzung der Gichtgase: 8—11 % CO_2; 14—9 % CO (Raumteile).

2. Ein Oberschlesischer Betrieb setzt täglich 600 t Roheisen bei einem Verbrauch von 12 % einheimischen Koks oder 7½ % Ostrauer Koks durch, auch dabei 15 % Schmiedeisenschrott. Man hat 2 Düsenreihen. Bei 1 Düsenreihe war die Haltbarkeit des Futters schlecht. Wasserkühlung wird nicht angewendet.

3. Ein Kupolofenbetrieb an der Saar (2,2 m ⌀ licht) schmilzt täglich bei einem Schmelzkoksverbrauch von 7½ % 600—700 t durch. Die Kupolöfen halten infolge starker Wasserkühlung 6 Tage. Zum Teil besteht das Futter aus Stampfmasse, 2 m unterhalb der Mündung beginnen gußeiserne Ziegel, Winddruck 93 cm Wassersäule. 1 Reihe Formen (8 zu 200 × 320), 1,3 m über dem Boden.

4. Ein Lothringer Betrieb[3]) schmilzt in einem zylindrischen Schacht von 1700 mm l ⌀, bei einem Blasquerschnitt von 8 × 200 qcm = 0,16 qm, einem Koksverbrauch von 9 %, einem Kalksteinverbrauch von 1½—2 % vom Roheisengewicht, einem Winddruck von 82 cm Wassersäule, 21 t stündlich nieder.

Kupolofenschlacke:

SiO_2	Mn	CaO	Fe	S	Al_2O_3
36—50 %;	bis 6 %;	15—20 %;	bis 8 %;	bis 0,5 %;	5—10 %;

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1454, Zahlentafel.
[2]) Vgl. Rummel, Z. d. Ing., 1907, S. 1845. Indiz. Wirkungsgrad bei adiabat. Kompression 32,7—41 %, 2600 Umdrehungen; 8,89—11,6 kg Dampf für 1 PS_e-stunde. Angesaugte Windmenge = 1000 cbm Minute · 800 PS.
[3]) Stahl und Eisen, 1905, S. 1285 (Kneuttingen).

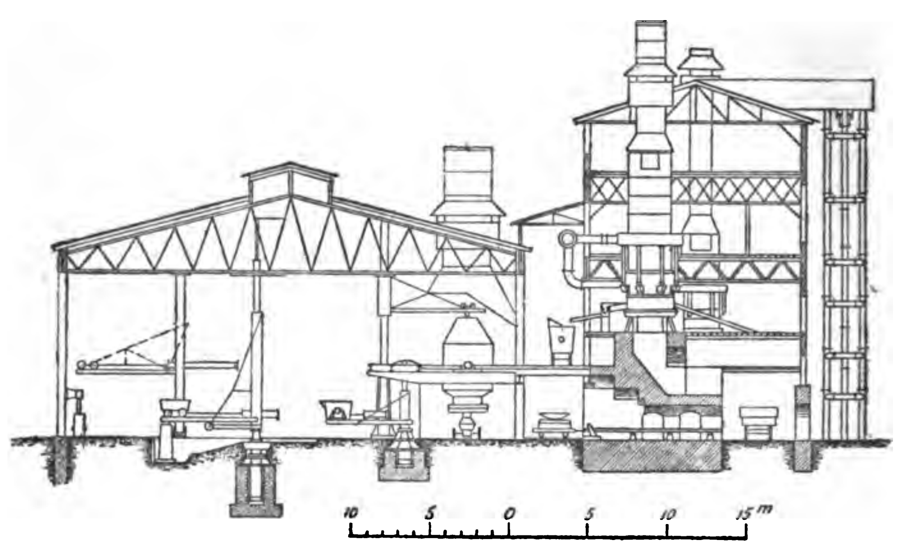


Abb. 30. Amerikanische Bessemerei mit Kupolöfen nach Howe, Stahl und Eisen, 1890, S. 1033). Stundenleistung des Kupolofens = etwa 16 t. Windpressung = 0,045—0,050 kg/qcm. Flügelradventilator. Die Konverter sind symmetrisch gebaut, um von hintenher das Roheisen aufnehmen und vorn das Flußeisen in die Stahlpfanne entleeren zu können. Die Anordnung der Gießgrube und der hoch gelegenen Konverter stammt von Holley. Die Gießgrube wird von 3 hydraulischen Kränen bedient. Die Stahlpfanne wird auf diese abgesetzt, nachdem das Entleeren des Konverters mit Hilfe eines besonderen Krans erfolgt ist. Im Hintergrunde sieht man einen Spiegeleisen-Kupolofen.

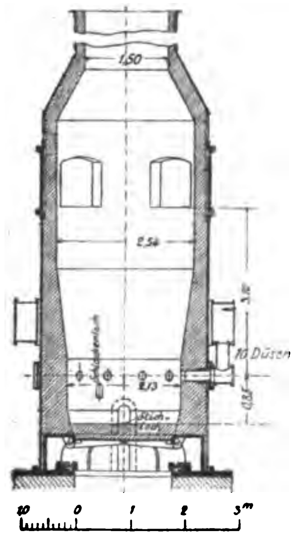


Abb. 31. Kupolöfen der in Abb. 30 genannten Bessemerei im Schnitt.

In den Vereinigten Staaten (vgl. Abb. 30 u. 31) hat man Kupolöfen[1]), die bei einem Durchmesser von 2,13 m zwischen den Formen bis zu 16 t Roheisen unter Zusatz von 7 % Stahlschrott stündlich, bei einem Koksverbrauch von $6^2/_3$—8 % und einer durch Flügelventilatoren erzeugten Windpressung von 45—50 cm Wassersäule schmelzen. Betriebsdauer 2—6 Tage.

5. In Peine (Abb. 32 u. 34) schmolzen die Kupolöfen je 310 t Roheisen und 31 t Schrott am Tage durch. 2 Formreihen zu je 12 Formen 145 m/m □ bei einem Koksverbrauch von nur 5—6 %, infolge des hohen Mn-Abbrandes (siehe weiter unten).

6. Ein niederrheinisches Werk hatte 10—12 % Schmelzkoksverbrauch, schmolz aber 25 % Flußeisenschrott mit durch. Die Kupolofenschlacke wurde granuliert. 25 t in 1 Stunde.

7. Ein westfälisches Werk hatte, um heißes Eisen zu haben, 8—10 % Koksverbrauch, einschließlich Füllkoks.

Über die Berechnung der Hauptabmessungen der Kupolöfen sei der Leser auf das Gießereilehrbuch des Verfassers und seinen Aufsatz in Stahl und Eisen 1908, S. 1449 verwiesen.

[1]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1033 (Howe).

Die chemischen Vorgänge im Kupolofen.

Die folgende Zahlentafel gibt Aufschluß über die Veränderungen beim Umschmelzen.

Je heißer eingeschmolzen wird, umso geringer ist der Abbrand. Heißer Wind, der allerdings eine Ausnahme bildet, wirkt naturgemäß begünstigend in dieser Richtung, ebenso hoher Kokssatz.

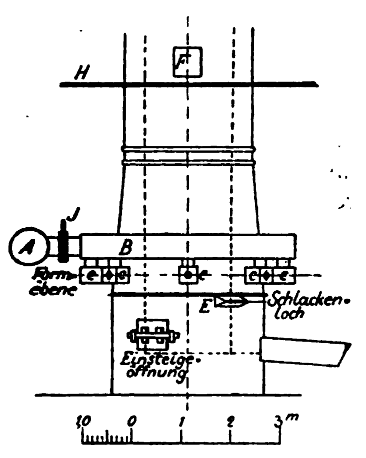


Abb. 32. Älterer Kupolofen in Peine. Durchmesser licht = 1,760 m. Höhe licht gemessen, bis zur Unterkante der Einwurföffnung = 5,65 m. Winddruck = 36 cm Wassersäule. Der Kupolofenbetrieb wurde dem Konverterbetrieb angepaßt. In 1 Stunde etwa 10 t. Man blies aber dabei zeitweilig mit halbem Winde, weil der Konverter noch nicht aufnahmebereit war.

Das in der Zahlentafel genannte Werk Peine benutzte den hohen Mn-Gehalt des Roheisens um Koks zu sparen. Der letztere fiel dabei auf 6 %. Bei noch höheren Mn-Gehalt sogar noch tiefer. Auch bei diesen 6 % Koks gelang es noch, 10 % Schmiedeeisenschrott niederzuschmelzen und im Converter auch noch 8 % Schrott zu schmelzen. Als man versuchsweise den Kokssatz auf 15 % erhöhte, geschah kein Mn-Abbrand.

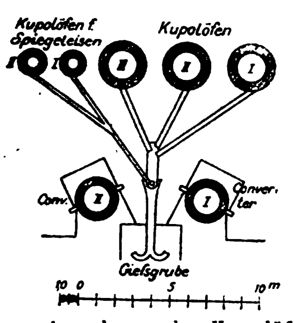


Abb. 33. Anordnung der Kupolöfen und der Roheisenrinnen in einem deutschen Konverterwerk der achtziger Jahre. (Dortmunder Union.)

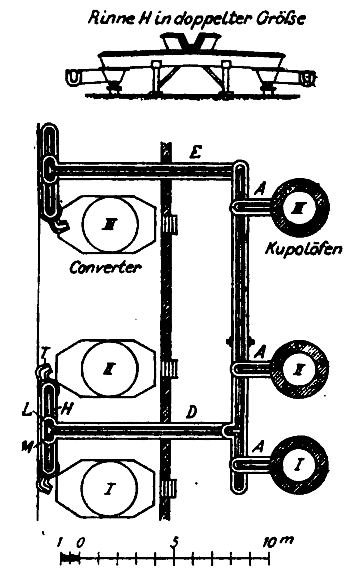


Abb. 34. Anordnung der Kupolöfen und der Rinnenanlage in Peine (erbaut um 1882).

Der P-Gehalt erfährt eine geringe Abnahme, die ebenso zu erklären ist, wie die Phosphorabnahme im Hochofen bei sehr kurzen Durchsatzzeiten. Kupolofenschlacke enthält 1—2 % P. Bei 4—5 kg Schlacke für 100 kg Roheisen ergibt dies eine Entphospherung von 0,04—0,10 kg

= 2—5 %. Auch für den Kohlenstoffgehalt gilt dasselbe. Der Schwefel erfährt eine Zunahme aus dem Koks. Heißes Schmelzen, hoher Mn-Gehalt, richtig gewählter Kalksteinzuschlag und guter Kalkstein wirkt auf schwefelarmes Eisen. Auf einem Saarwerk mußte man wegen des anhaftenden Sandes 50 % vom Koks an Kalkstein setzen. Verminderte man den Betrag, so wuchs der Schwefelgehalt im abgestochenen Roheisen. Im Eisengießereibetriebe bemißt man die S-Anreicherung meist auf 50 % [1]). Hier bestehen aber bei höherem Mn-Gehalt viel günstigere Verhältnisse.

Bei einem Bessemerbetrieb in Westfalen gelang es bei 2,6 % Mn im Roheisen und 9 % Koks eine Schwefelanreicherung ganz auszuschalten und den Siliziumgehalt vor starkem Abbrand zu bewahren.

Im allgemeinen wird man das Richtige treffen, wenn man bei Thomasroheisen normaler Zusammensetzung mit 1,3—1,5 % chemischem Abbrand rechnet (vgl. die Bemerkung [1]) zur Zahlentafel). Mit mechanischen Verlusten, die im Eisengießereibetriebe bis zu 6 % ausmachen, braucht man hier nicht zu rechnen.

Für Rothe Erde ist eine Wahrnehmung nachzutragen, deren Kenntnis wichtig ist. Als man auf dem Hochofenwerk Esch zu der Uehlingschen Gießmaschine übergegangen war, fiel das Roheisen im Gegensatz zu dem bisherigen Verfahren mit weißer graphitarmer Bruchfläche. Die Folge war eine Erniedrigung des Schmelzkoks, da die Wärmemenge wegfiel, die erforderlich war, um den Graphit in die andere Form überzuführen.

Inbezug auf die Gichtgaszusammensetzung, ihre Vorausbestimmung, die Windmenge, Gasmenge usw. muß der Verfasser auf sein Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei verweisen [2]).

Zum Umschmelzen von Spiegeleisen werden auch Kupolöfen benutzt, die aber in Gemeinschaft mit anderen Umschmelzapparaten und Wärmöfen für Ferromangan und Ferrosilizium an anderer Stelle besprochen werden sollen.

Historisch interessant ist Rollets Kupolofen [3]) mit Magnesitfutter und geneigten Düsen. Er sollte die Entschwefelung des flüssigen Roheisens mit Hilfe einer basischen Eisenschlacke besorgen. Er ist niemals in die Praxis eingeführt.

Es muß noch auf Explosionen verwiesen werden, die in den Windleitungen von Kupolöfen auftreten können. Ihre Entstehung ist im folgenden Sinne zu erklären: Bei einem Stillstande gelangen CO-reiche Gase (mitunter auch CH_4-reiche Gase, wenn Holz beim Anblasen verwendet ist) in die Windleitung. Es bildet sich dort durch Vermischen mit Luft leicht ein explosibles Gemisch, wenn gerade soviel O vorhanden ist, wie zur

---

[1]) Im übrigen sei auf das Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei aus der Feder des Verfassers (derselbe Verlag) hingewiesen. Auch Gießereizeitung 1919 und 1920.

[2]) Auch den Aufsatz des Verfassers über die Berechnung der Kupolofenabmessungen, Stahl und Eisen, 1908, S. 1449.

[3]) Stahl und Eisen, 1890, S. 516.

Die chemischen Vorgänge im Kupolofen.

	Roheisen vor dem Umschmelzen %					Roheisen nach dem Umschmelzen %					Kupolofenschlacke %						
	C	Si	Mn	P	S	C	Si	Mn	P	S	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	P_2O_5	Fe	Mn
Rothe Erde[1]	3,28	0,4	1,25	2,04	0,03	3,35	0,2	0,65	2,01	0,04	34,4	22,7	1,8	—	4,14	9,9	13,2
Saarwerk[2])	—	0,35	—	—	0,15	—	0,25	—	—	0,136	44,6	28,6	2,6	14,4	0,26	2,6	5,0
Werk am Niederrhein.	3,35	0,69	0,30	1,85	0,105	3,35	0,45	0,22	1,79	0,11	42,9	35,5	—	—	S 0,33	4,4	2,4
Belgisches Werk[3]) . .	—	1,26	1,92	—	—	—	0,91	1,46	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Peine	—	0,3–0,6	2,00	2,65	0,03–0,08	—	0,10	0,60	—	—	—	—	—	—	—	10	20[4])
Amerikanischer Betrieb	Si abbrand = 0,5–0,6, wenn 6,7 % Koks gesetzt wurde										—	—	—	—	—	—	—
» »	Si » = 0,3 » 8,3 » » » »										—	—	—	—	—	—	—

[1]) Die Schlackenmenge läßt sich hier auf Grund des CaO-Gehaltes berechnen (20 kg Kalkstein auf 1 t Roheisen). Sie beträgt 46 kg für 1 t Roheisen. Der chemische Abbrand beträgt demnach 0,2 Si + 0,6 Mn + 0,5 Fe = 1,3 kg auf 100 kg Roheisen.

[2]) Dieses Werk führt den Kupolofenbetrieb mit heißem Wind (520°), der aus der Hochofenleitung entnommen wird. Ein Vorteil besteht nicht, nur wird wenig Fe verschlackt (die Schlacke ist hell) und eine gute Entschwefelung durchgeführt. Der Koksverbrauch ist höher als sonst.

[3]) Stahl und Eisen 1893, S. 102.

[4]) Die Mn-reiche Schlacke (40 kg für 1 t Roheisen) wurde an ein Lothringer Hochofenwerk verkauft, um den Mn-Gehalt nutzbar zu machen.

Verbrennung ausreicht. Wird das Gebläse angelassen, so entzündet sich dies Gasluftgemisch an dem glühenden Koks und zerstört explosiv die Windleitung. Man soll daher beim Anblasen immer eine Zeit lang ins Freie blasen [1]).

10. Roheisenmischer.

Allgemeines und Geschichtliches.

Der Gedanke, die Ungleichförmigkeit der chemischen Zusammensetzung, der Temperatur und der angelieferten Mengen des flüssigen Hochofeneisens durch ein eingeschaltetes Sammelgefäß auszugleichen, liegt sehr nahe. Wahrscheinlich wäre er viel eher verwirklicht, wenn man sich nicht vor den Schwierigkeiten, die die Abkühlung so großer flüssiger Roheisenkörper mit sich bringt, gefürchtet hätte. Die Aufspeicherung in Flammöfen, wie sie schon Trappen [2]) 1884 vorgeschlagen hatte, und wie sie S. 69 gekennzeichnet ist, war unter gewöhnlichen Verhältnissen unwirtschaftlich.

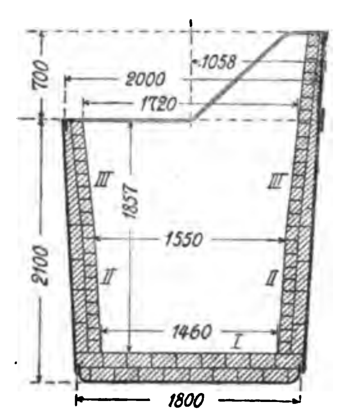


Abb. 35. Pfanne zum Transport des Roheisens vom Hochofen zum Mischer in Burbach (nach Stahl und Eisen, 1908, S. 1645). Die Pfanne ist in einen Schildzapfenring eingehängt. Dieser ist auf einem elektrisch getriebenen Transportwagen gelagert, der seinen eigenen Führerstand hat. Der Fahrmotor (21 PS) kann dem Wagen eine Geschwindigkeit von 75 m in der Minute erteilen. Der Elektromotor, der das Kippen mit Schnecke und Schneckenrad besorgt, hat 9 PS. Die Kippvorrichtung besitzt eine elektromagnetische Bandbremse. Pfanneninhalt = 24 t. Das Abwiegen des flüssigen Roheisens geschieht auf einer Brückenwage (60 t Belastung).

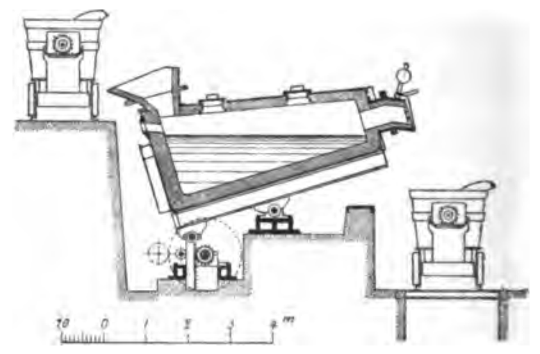


Abb. 36. Erster Roheisenmischer von Jones in Edgar Thomsonwerk. Fassungsvermögen = 80 t (vgl. Stahl und Eisen, 1890, S. 27)

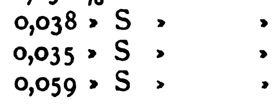
Im Jahre 1889 wagte ein Amerikaner Jones den Sprung ins Dunkle und errichtete auf dem Edgar Thomsonwerk [3]) Roheisenmischer von je 80 t Inhalt (Abb. 36). Es wurden 6 Roheisenpfannen von je 10 t Inhalt auf einmal abgefahren und in die beiden Mischer verteilt. Eine Heizung mit Naturgas war vorgesehen, auch Notstichlöcher, um die Mischer vollständig zu entleeren.

---

[1]) Vgl. darüber die Ausführungen des Verfassers, Stahl und Eisen. 1913, S. 1055.
[2]) Stahl und Eisen, 1884, S. 524.
[3]) Stahl und Eisen, 1890, S. 26 und 1035.

In diesem Mischer gelang es, die von 0,6 zu 4,0% wechselnden Siliziumgehalte auf die mittlere Höhe von 1,5% zu bringen. Man stellte auch eine Abnahme des Silizium- und Schwefelgehalts fest [1]). Ohne Kenntnis von diesem nach Jones' Patenten erbauten Mischer konstruierte der damalige Oberingenieur des Hörder Vereins Gustav Hilgenstock in demselben Jahre ebenfalls einen Roheisenmischer von 70—80 t Fassungsvermögen (Abb. 37) und stellte ihn in Hörde auf [2]). Als dann bald darauf der letztere die Erfindung gemacht hatte, flüssiges Roheisen mit mindestens 1% Mn (vor dem Einschmelzen im Kupolofen 2—2,5% Mn) im Mischer durch Abstehenlassen und Schlackeabziehen zu entschwefeln, vereinigte der Hörder Verein beide Patente miteinander [3]).

Die Erfolge Hilgenstocks [4]) waren durchschlagend. Er konnte einen Maximalschwefelgehalt von 0,09 gewährleisten, auch wenn der ursprüngliche S-Gehalt im Roheisen sehr hoch war; selbst noch bei 1% und 0,5% S im Roheisen gelang eine gute Entschwefelung.



Z. B. Bei	0,37 % S	am Hochofen	0,058 % S	im Mischereisen
»	0,129 » S	» »	0,038 » S	» »
»	0,143 » S	» »	0,035 » S	» »
»	0,217 » S	» »	0,059 » S	» »

Hilgenstock hatte auch das Wesen der Entschwefelung richtig erkannt, wie wir weiter unten sehen werden. Ihm war der intensive Geruch der schwefligen Säure aufgefallen, der sich bei dem etwa 2 km langen Pfannenwege in Hörde entwickelte. »Das leichtere in Eisen unlösliche Schwefelmangan steigt an die Oberfläche.« Dies wird durch die Luft oxydiert; daher der Geruch nach SO_2.

Mit dieser Erfindung Hilgenstocks war die Entfernung des Schwefels gesichert, an der sich schon viele Erfinder versucht hatten, unter andern beim Drehpuddelofen- [5]) und Rollets-Kupolofenverfahren (S. 74). Sie war deshalb besonders wichtig, weil der

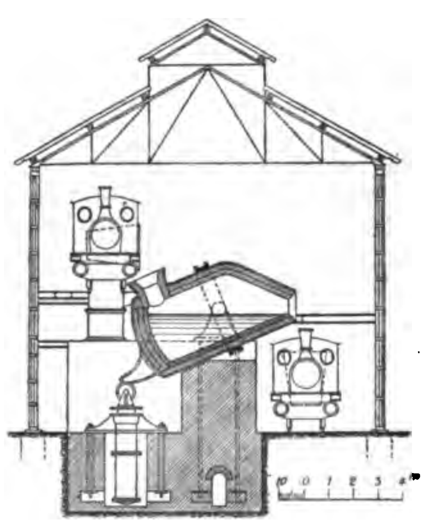


Abb. 37. Roheisenmischer in Hörde. Fassungsvermögen = 70—80 t (vgl. Stahl und Eisen, 1891, S. 798. Hilgenstock).

[1]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1035.
[2]) Massenez' Erinnerungen, Stahl und Eisen, 1909, S. 1471.
[3]) Hilgenstocks Erinnerungen, Stahl und Eisen, 1909, S. 1479.
[4] Stahl und Eisen, 1891, S. 798. (Hilgenstock.)
[5] Verfahren von Vathaire, Cyanidverfahren, Stahl und Eisen, 1894, S. 1052

Hochofen bei Thomasroheisen verhältnismäßig kalt geführt wird; schon um möglichst wenig Si im Roheisen zu haben. Bei diesem kalten Gange besteht aber die Gefahr hoher Schwefelaufnahme.

Im Laufe der Zeit sind alle Thomaswerke zum Mischer übergegangen. Wenn es nicht gleich nach der Erfindung geschah, so hängt dies damit zusammen, daß die Mischer in der ersten Zeit sehr klein waren und die Entschwefelung in ihnen nur dann eine gute war, wenn ein weiter und erschütterungsreicher Pfannentransport, wie es in Hörde der Fall ist, vorherging. Auch war die Liegezeit des Roheisens in ihnen zu kurz. Solche Erschütterungen werden ungezwungen durch zahlreiche Kurven, Weichen oder Rampen erzeugt.

Wie wir weiter unten sehen werden, kommt auf die Pfannenentschwefelung meist ein viel höherer Anteil als auf die Mischerentschwefelung. Für die Deutung des Vorganges ist diese Tatsache von Wichtigkeit; anderseits macht sie auch verständlich, daß viele Werke auch ohne Mischer gute Ergebnisse hatten. Damals (1900) riet auch Lürmann[1]) noch davon ab, über 180—200 t Fassungsvermögen hinauszugehen. Kintzlé sagte noch 1897[2]): »Alle Werke werden zum Mischer übergehen. Anderseits verbläst Burbach 85—90% des Hochofeneisens direkt, ohne Mischer anzuwenden, mit gutem Erfolge.«

Als man die vielfach versagende Entschwefelung erkannt hatte, vergrößerte man das Fassungsvermögen und gelangte bald über 250 t hinaus. Hier erwies sich die oben dargestellte Form des Kippmischers als unwirtschaftlich, weil die Herstellungskosten zu groß waren (viel Formate) und die Kippkraftmomente ungünstig liegen. Man ging zum Walzen- oder Rollmischer über, dessen Fassungsvermögen bis zu 2000 t reicht.

Man konnte nun die zu einer guten Entschwefelung nötige Zeitdauer (mindestens 10 Stunden) geben. Man berechnete z. B. für eine tägliche Hochofen- und Kupolofenerzeugung von 2500 t das Fassungsvermögen des Mischers $= 2500 \cdot \frac{10}{24} = 1040$ t. Abgesehen davon hatte man den großen Vorteil, das Sonntagseisen im Mischer unterzubringen und sparte die Lohnausgabe für Masselbetten und die Umschmelzkosten.

Springorum[3]) kennzeichnet die Entwickelung des Fassungsvermögens wie folgt:

1897;	1898;	1903;	1906;	1907;	1909;	1914.
175 t;	250 t;	500 t;	700 t;	900 t;	1200 t;	2000 t.

Von der Heizung der Mischer wollte man zuerst in Deutschland nichts wissen. Viele Mischer, auch gerade die der neuesten Werke sind auch heute noch ungeheizt oder besitzen nur eine Vorrichtung, um beim

[1]) Stahl und Eisen, 1900, S. 771.
[2]) Stahl und Eisen, 1897, S. 387.
[3]) Stahl und Eisen, 1915, S. 853. Kneuttingen besitzt einen Mischer von 1400 t

Anwärmen oder im Notfalle heizen zu können. Man begnügte sich mit dem Wärmezuwachs durch die Oxydation des Si und S, die schon Hilgenstock festgestellt hatte. In den Vereinigten Staaten war dies anders. Hier führte man sehr bald eine regelrechte Umschaltgasheizung mit Luftwärmespeichern ein und benutzte auch stellenweise Petroleum [1]) (Abb. 40).

Ein Umschwung trat ein, als man das Fassungsvermögen immer mehr vergrößerte. Dies verminderte zwar die Ausstrahlungsverluste, bedingte

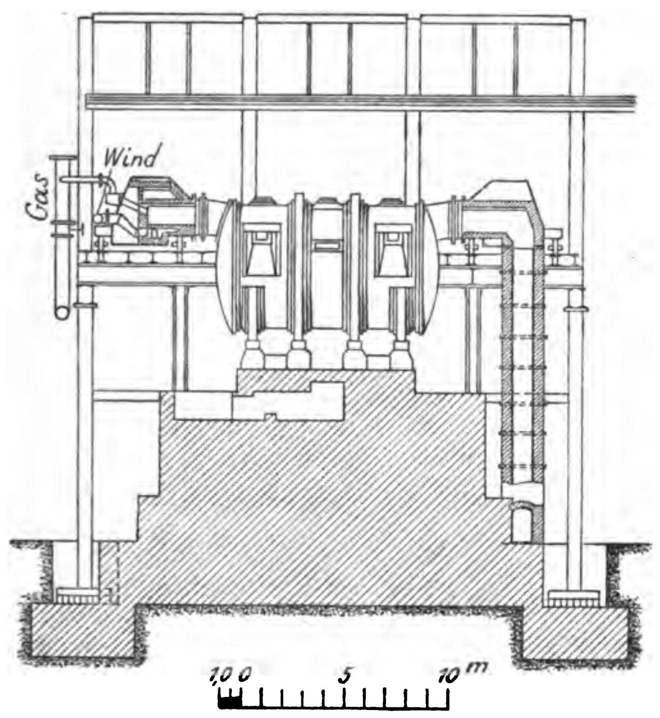


Abb. 38. Heizbarer Walzenmischer von 800 t Fassungsvermögen in Esch. Die Heizung geschieht durch Gichtgas, das mit Luft verbrennt, die in Kanälen des Heizkopfes vorgewärmt wird. Es wird nur im Bedarfsfalle geheizt. Rechts ist die Esse angeschlossen. Die beiderseitigen Brennerköpfe sind in der Längs- und Querrichtung fahrbar. Der Blechkörper hat 6 m (I). Der Mischer kann hydraulisch und elektrisch gekippt werden.

aber eine stärkere Abkühlung des Eisens durch die Verlängerung der Zeitdauer des Abstehenlassens. Außerdem kam es häufiger vor, daß der Mischer halb oder noch weiter geleert, lange Zeit stehen mußte. Auch wurde das Anheizen immer schwieriger. Dazu kam ein Mißgeschick, das einem großen niederrheinischen Werk passierte. Hier fror ein 500 t-Mischer, der andauernd Rohgangseisen bekommen hatte, und bei dem schließlich noch die Kippvorrichtung brach, regelrecht ein.

[1]) Stahl und Eisen, 1900, S. 769, und 1901, S. 1099, auch Reisebericht des Verfassers, Ministerialzeitschrift, 1906.

Im Zusammenhange mit dieser Begebenheit wurden zahlreiche Heizungsarten vorgeschlagen und zum Teil auch ausgeführt, sogar bei kleinen Mischern auch sogar bei Kippmischern. Später ist man allerdings wieder in ruhigere Bahnen gelangt.

Man heizt mit Hochofengas, das mit der Außenluft, oder mit Heißwind, oder auch mit in Wärmespeichern vorgewärmter Luft verbrennt, oder auch mit Generatorgas oder auch mit Ölfeuerung, scheint aber mit dem an erster Stelle genannten, als der einfachsten Art am besten zum Ziele zu kommen[1]).

Bei sehr großen Mischern stößt man allerdings auf Schwierigkeiten, die Flamme ist bei allen Heizverfahren nicht lang genug, um den ganzen Raum zu beherrschen und die Schlacke überall heiß zu halten. Bläst man zu scharf hinein, um die Flamme künstlich zu verlängern, so bläst man die Schlacke kalt. Auf diese Weise gelangten einige Stahlwerksleiter dazu, das Mischerfassungsvermögen nach oben, bei 700—800 t zu begrenzen[2]). Andere sind Anhänger des ungeheizten Mischers und behaupten lediglich durch sorgsames Regeln des Luftzutritts, ohne Heizung auskommen zu können. Die letztere führe leicht zu einer reduzierenden Atmosphäre und benachteilige dadurch die wärmebringenden Oxydationsvorgänge. So bekommt es ein westfälisches Werk (800 t Mischer) tatsächlich fertig, ohne jede Heizung sogar die Osterfeiertage (4 Tage) zu überdauern. In Peine[3]) hat sich eine einfache Teerölheizung im Ausguß und eine ebensolche in der Nähe des Eingußes gut bewährt. Die Ansätze im Ausguß wurden dadurch unterdrückt.

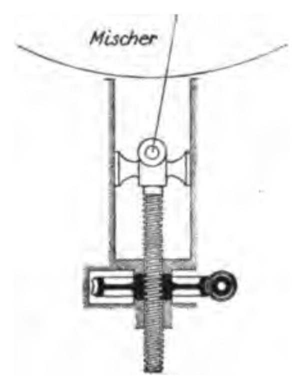


Abb. 39. Schematische Darstellung eines elektrisch betätigten Kippmechanismus (Reiseskizze).

Das hier über Heizung Gesagte darf natürlich nicht bei Flachherdmischern gelten. Dieses sind Vorfrischapparate, deren Fassungsvermögen nicht über 300 t hinausgeht. Sie sollten garnicht Mischer, sondern Martinöfen heißen. In diesem Kapitel sollen sie auch besprochen werden.

Die Roheisenmischer in Eisengießereien haben eine andere Bestimmung. Siehe darüber das Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei.

Zu dem Vorteil der Mischung und Entschwefelung ist, wie oben schon angedeutet, die Ersparnis an Löhnen getreten, die sonst dem

[1]) Auf einem niederrheinischen Werke konnte bei 1100 t Mischern auch Heißwind zugeschaltet werden, aber dies hatte man nie getan, sondern verbrannte das Hochofengas wie unter einem Hochofengaskessel.

[2]) z. B. Springorum, Stahl und Eisen, 1915, S. 854.

[3]) Jung in Stahl und Eisen, 1919, S. 1577.

Hochofen beim Abstechen in Masselbetten zur Last fallen. Es kommt aber auch zur Geltung, daß in den Mischern ein Vorratsraum gegeben ist, um Störungen im Hochofenbetriebe auszugleichen. Man beobachtete auch bald nach Einführung der Mischer, daß wegen des gleichmäßiger gestalteten Si-Gehalts und des Si-Abbrandes am Kalk abgebrochen werden konnte[1]; auch konnte man den Mangangehalt im Roheisen etwas niedriger einstellen, im Zusammenhang mit der Herabsetzung des Schwefelgehalts.

Seit der Einführung des Mischers kann man dem Hochofen größeren Spielraum geben. Roheisen mit 0,15 % S kann man anstandslos dem Mischer übergeben, und Roheisen mit 0,2 % S auch verarbeiten, wenn

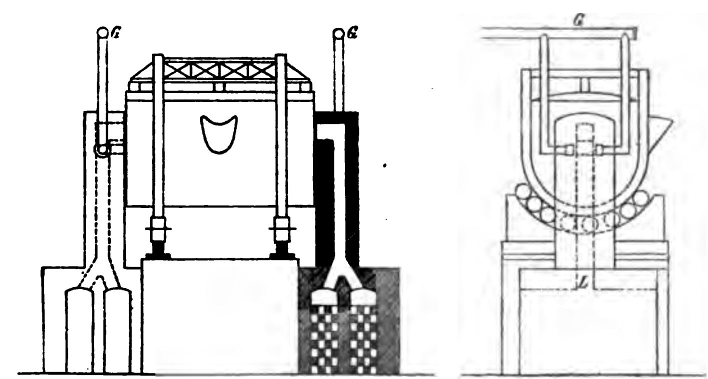


Abb. 40. **Mit Naturgas geheizter amerikanischer Mischer.** Die Wärmespeicher dienen lediglich zur Vorwärmung der Verbrennungsluft. Nach einer Reiseskizze des Verfassers. L = Luft; G = Naturgas.

der Durchschnittsgehalt es erlaubt. Es scheint allerdings vorteilhaft zu sein, so schwefelreiches Roheisen durch den Kupolofen gehen zu lassen, um es recht heiß in den Mischer zu bringen[2].

Der Bau und Betrieb des Mischers.

Die Abbildungen geben einen Einblick[3].

Die Ausmauerung besteht überall da, wo sie Schlacke berührt aus Magnesit. Schamottsteine und andere Gattungen feuerfester Steine würden von der MnO reichen Schlacke schnell zerfressen[4]. Früher hintermauerte man die Magnesitsteine mit Schamottsteinen; neuerdings setzt man aber zwei Schichten Magnesitsteine (je 250 mm) hintereinander, gibt jeder Schicht eine Dehnungsfuge von 25 mm (bei Rollmischern) und setzt zwichen Blechkörper und Stein eine 100 mm starke

---

1) Stahl und Eisen, 1902, S. 313.
2) Stahl und Eisen, 1910, S. 1319.
3) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1911, S. 253 und 337 (Simmersbach).
4) Stahl und Eisen, 1896, S. 100.

Sandstampfschicht, seltener eine Teerdolomitstampfschicht. Große Formate, enge Fugen und sorgfältiges Hinterstampfen erhöhen die Haltbarkeit.

Das Gewölbe wird aus Schamottsteinen gebildet. Das Übrige lehrt Tafel I.

Die Öffnungen des Mischers soll man möglichst klein und gut verschließbar machen. Auf letzteres kommt viel an, weil man den Luftzutritt auf das allernotwendigste beschränken muß, um die Oxydation des Mn S und Fe S ohne unnötigen Luftwechsel durchzuführen.

Beim Rollmischer setzt man eine Scheidewand ein, um ein besseres Mischen und ein Zurückhalten der Schlacke zu veranlassen. Sie trennt Einguß- von Ausgußseite. Das flüssige Roheisen muß also, um zur Ausgußschnauze zu gelangen sinken und dann steigen. Es findet dabei unten in dieser Scheidewand eine mondsichelförmige Öffnung. Früher machte man auch oben eine gleiche Öffnung, ist aber davon abgekommen. Diese Scheidewand ist, obwohl sie massiv aus Magnesit hergestellt wird, leicht der Zerstörung ausgesetzt und wird deshalb zuweilen von vornherein fortgelassen[1]). Gerade beim Absinken des Roheisenspiegels bilden sich Schlackenansätze an der Mondsichelöffnung. Wenn man es vermeiden kann, kippt man den Mischer nicht so weit leer, daß diese Öffnung freigelegt wird.

Die Kippbewegung wurde beim Kippmischer und anfangs auch beim Rollmischer hydraulisch, später elektrisch und zur Reserve hydraulisch, noch später nur elektrisch eingeleitet. Der letztere Antrieb ist wirtschaftlicher. Der erste elektrische Antrieb wurde von der Maschinenfabrik Bayenthal für Rombach gebaut[2]) (27 PS bei einem Fassungsvermögen von 220 t). Man wandte hierbei Zahnrad und Zahnkranz an, neuerdings ist aber die Plenelstange eingeführt, die im Sinne der Abb. 39 an einer Gewindespindel angreift.

Die Berechnung der Kippmomente muß für jede Füllstellung im gleichen Sinne ermittelt werden, wie es beim Konverter gezeigt wird. Sie ergibt natürlich sehr verschiedene Werte, und man ist stellenweise dazu übergegangen für die ungünstigste Stellung einen Hilfsantrieb eintreten zu lassen. Der elektrische Antrieb hat sich überall bewährt.

Das Anheizen des Mischers geschieht mit Holz. Es dauert drei Wochen, wenn man nicht mit Gebläsewind nachhilft. Bei gasgeheizten Mischern muß man erst mit Holz, darauf mit Koks und dann noch drei Tage langsam mit Gas heizen, um nach weiteren zehn Tagen die Heizung zu beenden. Bei Rollmischern bringt man dabei den Mischer in die Entleerungsstellung, um den Boden gut anzuwärmen.

Ein starkes Abkürzen der Anwärmezeit ist nicht ratsam, weil die Magnesitsteine durch schroffen Temperaturwechsel leiden, und auch

[1]) Vgl. darüber Stahl und Eisen, 1915, S. 827 und 858.
[2]) Stahl und Eisen, 1902. S. 307.



eine gewisse Wanderfähigkeit der Wärme innerhalb des Futters besteht, die innegehalten werden muß.

Die Haltbarkeit des Mischers wird verschieden angegeben. Knaff[1]) nennt für den ersten Hörder Mischer (80 t) 156000 t Roheisen bei Magnesitfutter. Einige Werke nennen 250000 t, was bei einem Fassungsvermögen von 1000 t etwa 3/4 Jahren entspricht, andere nennen die doppelten Werte und bemessen die Zeitdauer einer Auskleidung auf 1—1 1/2 Jahre[2]). Dann muß allerdings alles bis auf das Gewölbe erneuert werden.

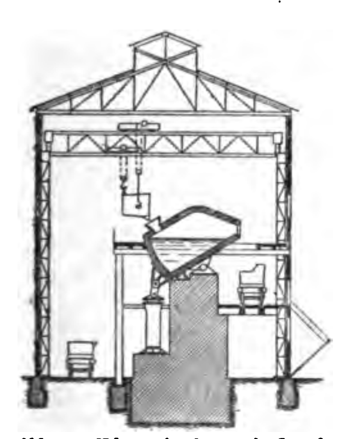


Abb. 41. Kippmischer mit Laufkranbedienung (vgl. Stahl u. Eisen, 1911, S. 253).

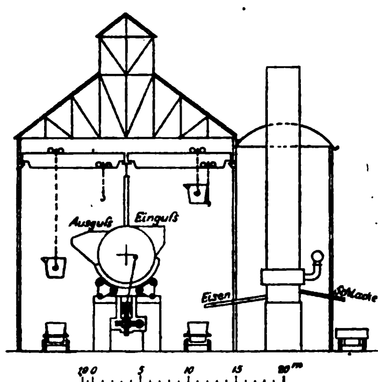


Abb. 42. Schematische Ansicht eines 1000t-Mischers auf einem niederrheinischen Werke. Rechts ist die Kupolofenhalle eingebaut. Die Laufkräne haben je 2 Katzen, wovon die eine das Auskippen bewerkstelligt. Der Mischer wird ständig mit Gichtgas geheizt, das ohne Luftvorwärmung unter Luftzutritt verbrennt. Eine Bedienung durch Heißwind ist vorgesehen, aber noch nie benutzt (Reiseskizze).

Das Ein- und Auskippen des Roheisens geschieht auf neueren Werken meist mit dem Laufkran im Sinne der Abb. 41 u. 42. Dieser hebt die Pfanne vom Wagen empor und kippt mit Hilfe der Hilfskatze (vgl. die Abb.). Ebenso trägt der Lautkran die Pfanne nach der Auskippschnauze und setzt sie in den Ring der Wagenplattform ein. Das Mitarbeiten der Kupolöfen geschieht gleichzeitig unter Benutzung derselben Laufkräne.

Das Freihalten der Ausgußschnauze von Schlackenansätzen bereitet manchen Werken Schwierigkeiten. Man findet Ölbrenner, auch ein Polen der Schlacke (vom Kupferschmelzen übernommen) mit langen Birkenholzstangen, gerade während des Leerkippens des Mischers, auch Einstreuen von Borax am Montag Morgen, um die Schlackenansätze in der Schnauze zu verflüssigen. Auf einem norddeutschen Werke mit

[1]) Stahl und Eisen, 1896, S. 101.
[2]) Stahl und Eisen, 1915, S. 826.

geringem S-Gehalte im Roheisen hörte der Verfasser sogar von Schwefelkies, um die Verbrennungswärme des Schwefels auszunutzen.

Andere Werke haben dagegen keine Schwierigkeit, wenn sie die Schlacke beim Einfüllen des Roheisens sorgfältig zurückhalten. Bereits nach der sechsten Pfanne hat sich im Mischer eine dünnflüssige Schlacke gebildet, die mit ausfließt und leicht im Stahlwerk als erstarrte Kruste entfernt werden kann[1]). Allerdings muß man den Mischer immer gut voll halten. Sehr große Bedeutung hat ein recht heißes Kupolofeneisen. Es ist nicht richtig, zu stark den Koksverbrauch beim Umschmelzen zu drücken. Um den Mischer immer voll halten zu können ist ein Fassungsvermögen, das über die zehnstündige Hochofenerzeugung hinausgeht, nicht zu empfehlen. In Hinblick auf das Sonntagseisen haben manche Werke für diesen Zweck einen zweiten kleineren Mischer aufgestellt. An Festtagen reicht natürlich auch dieser nicht aus. Man muß dann in Masselbetten abstechen, kann aber Hilfspersonal aus dem Stahlwerk heranziehen. Immer macht sich ein Wachsen des Schwefelgehalts bemerkbar, wenn die Liegezeit im Mischer abgekürzt oder auch viel Kupolofeneisen mit seinem höheren S-Gehalt eingeführt wird.

Das Totliegen des Mischers, d. h. das Versagen der Mischwirkung, tritt im Zusammhange mit einem verminderten spez. Gewicht ein, wenn manganarmes, oder was meist dasselbe bedeutet, kälteres Eisen in den Mischer gelangt. Ein einwandfreies Hilfsmittel ist bislang nicht gefunden. Auch starkes Heizen hilft da nichts, da das erwärmte Eisen an der Oberfläche bleibt. Der Verfasser hat ein Einblasen von Preßluft mit Hilfe einer umkleideten, bis auf den Boden reichenden Röhre vorgeschlagen, um die trägen Massen anzustoßen[2]).

In einem oberschlesischen Betriebe machte man unliebsame Erfahrungen, wenn der Si-Gehalt des Roheisens auf über 1 % stieg. Es bildete dann der ausgeschiedene Graphit mit der Mischerschlacke eine schmierige Masse.

Die Temperatur[3]) des Mischereisens beträgt z. B. bei einem schwachgeheizten Mischer beim Eingießen 1173°, beim Ausgießen 1198°. Beim ungeheizten Mischer gelten im gleichen Sinne z. B. 1250° und 1210°. Es kommt aber ganz darauf an, in welcher Weise der Mischer frisches Eisen erhält, und ob dies wärmer oder kälter ist. Zweifellos reicht bei einem heißen vollen Mischer die Oxydationswärme aus, um die Wärmeabgabeverluste bei richtiger Betriebsführung tagelang auszugleichen.

Die Anordnung eines Kamins, um den Luftwechsel zu beschleunigen hat sich aber nicht bewährt. Auf einem Werke fand der Verfasser den Abzugkopf des heizbaren Mischers aus der gleichen Erwägung halb

---

[1]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1896, S. 100.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1915, S. 857. Noch besser wäre es vielleicht Stickstoff aus Gasflaschen zuzuführen.

[3]) Stahl und Eisen, 1911, S. 387.

zugemauert. Sehr wichtig ist, wie gesagt, ein Dichthalten aller Öffnungen. Es darf nur soviel Luft zutreten, wie zur Oxydation unbedingt nötig ist. Wenn der Mischer neu aufgefüllt wird, hält man ihn dichtgeschlossen, bis er nahezu bis zur Hälfte gefüllt ist und läßt dann ganz wenig Luft eintreten.

Die Mischerunkosten betragen nach Springorum, ohne Abschreibung des Anlagewerts, rund 16 Pf. für die t Stahl bei ungeheizten Mischern (500 000 t Roheisen erfordern 28 000 M. für Zustellung, 34 000 M. für Löhne, 13 000 M. für Material und Reparaturen) und bei geheizten Mischern 10 und 14 Pf. mehr. Erstere Zahl gilt für Hochofengas, letztere für Generatorgas und Ölfeuerung[1]).

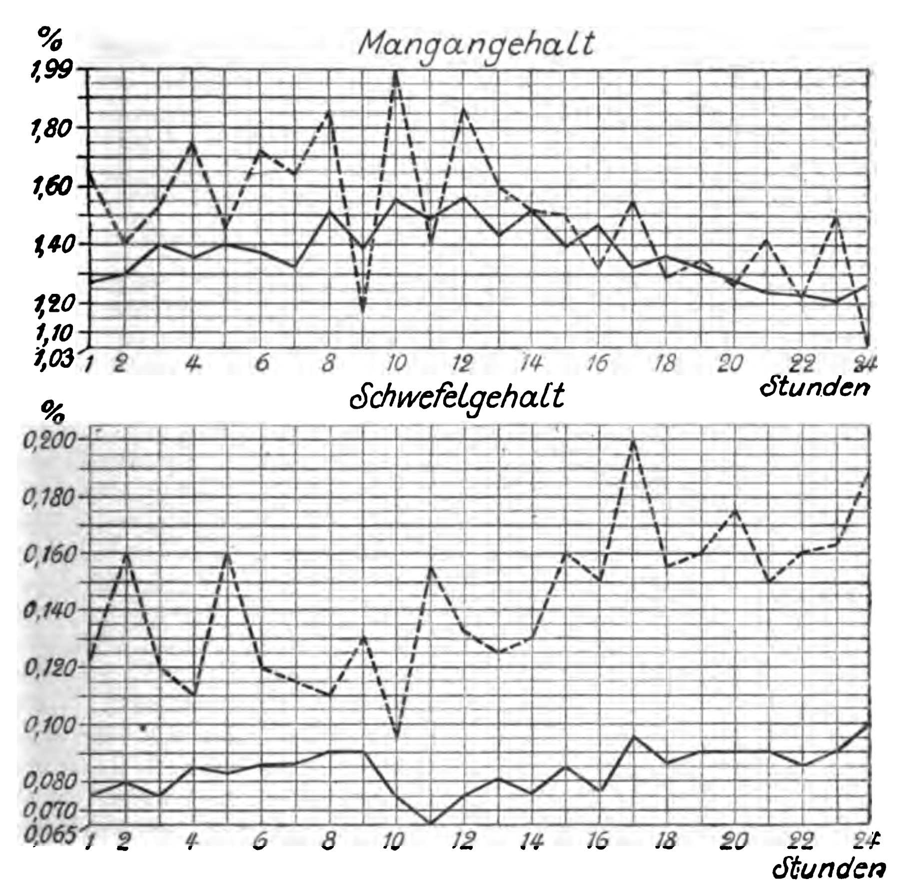


Abb. 43. Mangan und Schwefelkurven des Hochofeneisens (punktierte Linien) und des aus dem Mischer abgekippten Roheisens. Nach Kintzlé auf Grund von Angaben aus Hörde (Massenez) Stahl und Eisen, 1897, S. 385.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1915, S. 828 und 852.

Der Mischerabbrand wird etwa 0,5 °/° betragen und sich aus etwa 0,06 Si + 0,21 Mn + 0,06 S + 0,17 Fe (meist mechanisch der Schlacke beigemengt) zusammensetzen.

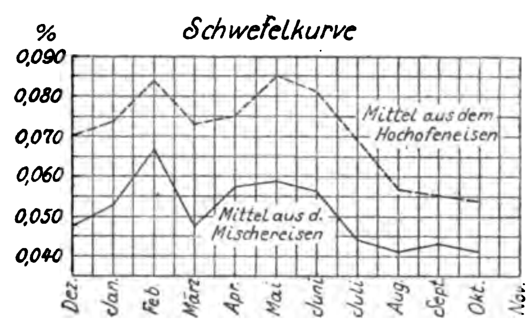


Abb. 44. Schwefelkurve des Hochofeneisens (punktierte Linie) und des aus dem Mischer abgekippten Roheisens (nach Stahl und Eisen, 1911, S. 395).

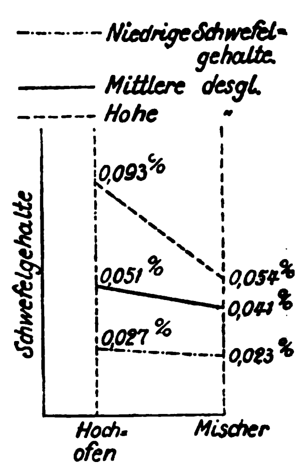


Abb. 45. Schwefelgehalte am Hochofen und beim Eingießen in den Mischer (Pfannenentschwefelung) nach Stahl und Eisen, 1915, S. 828 (Springorum).

Die Chemischen Vorgänge in Mischern.

In Mischern erleiden die Gehalte von Si, Mn, S und auch in sehr geringem Maße von P eine Abnahme, die teils auf einfache Frischwirkung, teils auf Seigerung zurückzuführen ist.

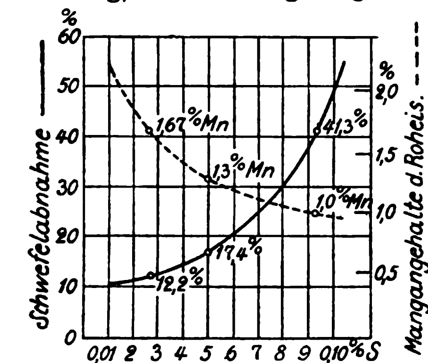


Abb. 46. Abhänigkeit der prozentualen Schwefelabnahme von der Schwefel- und Mangankonzentration im Roheisen nach Springorum (Stahl und Eisen, 1915, S. 828). Die Kurven besagen z. B., daß unter gleichen Verhältnissen die Gesamtentschwefelung
bei 1 % Mn im Roheisen 25 % beträgt,
» 1,6 » » » » 40 » » .
Ebenso, daß unter gleichen Verhältnissen bei 0,05 S im Roheisen die Entschwefelung 17,4 % beträgt, bei 0,095 % S aber 41 %.

Der Siliziumabbrand beträgt nach dem Jahresdurchschnitt eines Luxemburgischen Hochofenwerkes [1]) etwa 11 °/₀, der Manganabbrand etwa 14 °/₀, die Schwefelabnahme etwa 64 °/₀. Die Phosphorabnahme = 0—1,3 °/₀. Man soll diese Werte aber nicht als feststehend ansehen, da große Verschiedenheiten bestehen. So findet man einen Mn-Abbrand bis zu 33 °/₀ und auch einen Si-Abbrand von 20 und 28 °/₀. Ganz besonders gilt dies von der Entschwefelung, die uns noch weiter beschäftigen wird. Es sei aber darauf hingewiesen, daß es sich hier lediglich um gewöhnliche Stahlwerksmischer, nicht um Vorfrischmischer handelt.

1) Nach persönlicher Mitteilung. Andere Werte findet der Leser in Stahl und Eisen, 1915, S. 827, 855, und ebenda 1911, S. 393 u. f.

Uns interessiert hauptsächlich die Entschwefelung, welche die Schaubilder Abb. 43 bis 46 darstellen. Die erste kennzeichnet ihre Abhängigkeit von dem Mn-Gehalt und dem ursprünglichen Schwefelgehalt. Je höher beide sind, um so höhere prozentuale Entschwefelungswerte wird man erhalten.

Aus den obigen Darlegungen geht hervor, daß sich die Entschwefelungsbeträge auf den Transport und den Mischer verteilen. Die darauf entfallenden Anteile sind sehr verschieden, beeinflußt von der Höhe des Schwefelgehalts und der Länge und der Beschaffenheit des Transportweges. Man ist versucht, den Mischeranteil als unbeträchtlich bei Seite zu setzen, begeht aber dabei einen Fehler, der am besten durch den Hinweis auf die allgemeine Einführung und Vergrößerung der Mischer widerlegt wird.

Hierunter einige Werte der Entschwefelung, die im Betriebe erzielt sind:

Zahlentafel. Entschwefelung im Mischer.

	Mn	Schwefelgehalt			Schwefelabnahme		
	am Hochofen	am Hochofen	am Mischer	am Konverter	auf dem Transport	im Mischer	Zusammen
	%	%	%	%	kg und %	kg und %	kg und %
Gutehoffnungshütte [1]	1,16	0,19	0,11	0,06	0,08 = 42	0,05 = 26	0,13 = 68
Hörde [2]	1,5—1,9	0,21		0,058			0,15 = 72
Hörde [3]	1,5—1,9						45
Hörde [4]	0,2—0,25			bis zu 0,06			73
Stahlwerk Thyssen [4]							50
Briansk [5]	2,0	0,052		0,007			0,045 = 87
Esch-Gelsenkirchen [6]	etwa 1,4	etwa 0,06			19,7	3,6	23,3
Esch-Metz [7]	1,22	0,085		0,057			0,028 = 33
Unbekannt [8]	1,1—1,3	0,254	0,10	0,052	76	8	84
Unbekannt	0,9	0,235	0,14	0,124	53	11	64
Unbekannt	etwa 1,0	0,126—0,175		0,059—0,091			47—60

1) Stahl und Eisen, 1904, S. 445, Manganverminderung von 1,16 auf 0,78.
2) Ebenda, 1891, S. 799 (Hilgenstock).
3) Ebenda, 1896, S. 100 (Knaff).
4) Persönliche Mitteilungen.
5) Stahl und Eisen, 1895, S. 931.
6) Ebenda, 1915, S. 827.
7) Ebenda, 1915, S. 855, Manganverminderung von 1,21 auf 1,11, Siliziumverminderung von 0,63 auf 0,49.
8) Ebenda, 1911, S. 389.

Diese Zahlentafel läßt auch die eingangs erwähnten Einwirkungen der Höhe des S-Gehalts und des Mn-Gehalts erkennen.

Zu bemerken ist, daß diese Entschwefelungswerte unabhängig von den Schwefelgehalten außerordentlich schwanken. Dies gilt auch gerade von den Pfannentransporten. Auf der Gutehoffnungshütte sind seinerzeit Versuche in dieser Richtung angestellt worden [1]). Es bestätigte sich dabei, daß, wenn die Transportentschwefelung zurückblieb, die Mischerentschwefelung dies wieder gutmachte.

Gewiß erscheint stellenweise die Entschwefelung im Mischer selbst unbeträchtlich, aber man muß bedenken, daß sie viel größer sein würde, wenn die Entschwefelung auf dem Transporte geringer wäre. (Dies trifft z. B. in Peine zu [2]). Würde man das Hochofeneisen unmittelbar in den Mischer fließen lassen, so würde nicht der gleich hohe Gesamtentschwefelungsbetrag herauskommen, aber der Mischer würde die ausfallende Transportentschwefelung zum großen Teile ersetzen. Gerade weil die letzte durch äußere Umstände (Erschütterungen) beeinflußt wird, ist es wichtig, einen Rückhalt im Mischer zu haben.

Der Vorgang der Entschwefelung wird verschieden gedeutet. Darüber, daß MnS und FlS reiche Legierungen infolge ihres geringen spez. Gewichts emporsteigen, wie es schon Hilgenstock [3]) gekennzeichnet hat, kann wohl kein Zweifel bestehen, obwohl es immer noch Anhänger der Lösungstheorie gibt, die mit v. Jüptner das Roheisen und die darüber geschichtete Schlacke als gleichzeitig wirkende Lösungsmittel ansehen; man müsse nur die Schlacke lösungskräftiger für Sulfide als das Roheisen machen, um zu entschwefeln [4]). Es fragt sich: Werden diese emporgehobenen Legierungen von einer Schlacke aufgelöst oder findet eine Abscheidung ohne einen solchen Lösungsvorgang statt? Der Verfasser vertritt die letztere Ansicht und glaubt an eine lediglich mechanische Art der Entschwefelung, indem die obengenannten Legierungen einen flüssigen »Stein« bilden, der im erstarrten oder flüssigen Zustande von der Oberfläche entfernt wird (vgl. Abb. 46a). Verbrennt dabei Schwefel unter Luftzutritt, so ist dieser Vorgang sehr wichtig als Wärmebringer, aber er ändert nichts an der Tatsache, daß der Schwefel auch ohne ihn entfernt würde.

Wer im Metallhüttenwesen Bescheid weiß, kennt den Begriff des »Steins«. Sein Hauptbestandteil sind Sulfide. So hat man einen

---

[1]) Stahl und Eisen, 1904, S. 444.

[2]) Stahl und Eisen, 1919, S. 1577.

[3]) Stahl und Eisen, 1891, S. 798 und 1896, S. 100

[4]) Zu diesen gehört Blum (Stahl und Eisen, 1916, S. 1125). Er nimmt an, daß nur dasjenige Mn zur S-bindung bereit steht, das nach der Bindung der SiO_2 an MnO überschüssig ist. Gegen diese Ansicht spricht schon der Umstand, daß der Gehalt der Mischerschlacken an SiO_2 sehr verschieden ist, ohne daß daraus Nachteile oder Vorteile für die Entschwefelung entstehen.



Kupferstein [1]), Bleistein usw. Man findet z. B. den letzteren flüssig über dem metallischen Blei geschichtet und über ihm ebenfalls flüssig die Bleischlacke. Man kann beide zusammen abfließen lassen und würde dann den gesamten Schwefel entfernt haben. Dies letztere führt man eben beim Mischer aus. Bei der Pfanne, die ja den größeren Teil der Entschwefelung leistet, ist das aber meistenteils anders. Hier besteht, sofern nicht Hochofenschlacke mitgeflossen ist, gar keine Schlacke, sondern nur eine Lage Okslösche. Unter dieser befindet sich der Stein und wird als erstarrte Kruste abgeworfen. Schon hierdurch wird die eben genannte Schlackenlösungstheorie widerlegt. Es gibt hier gar keine Schlacke. Dasselbe ist bei jeder Roheisenpfanne in der Eisengießerei der Fall.

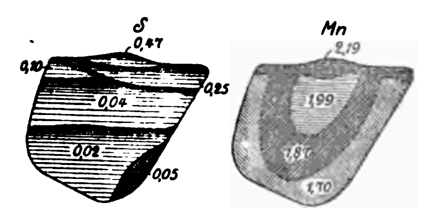


Abb. 46 a. Schwefel- und Manganseigerung nach Schmelzversuchen des Verfassers bei stark verschleppter Erstarrung und Abkühlung, vgl. Stahl und Eisen, 1916, S. 213.

Der Vorgang ist rein mechanisch zu denken. Die Schwefellegierungen sind im Roheisen eingemengt, sie bilden mit ihm eine Emulsion, genau so wie die Fettkörper in der Milch. Ihre Aussonderung findet wie bei der Milch durch Abstehenlassen statt, das man durch Erschütterungen wirksamer machen kann [2]).

Eine interessante Erscheinung bilden die Kugeln und Bohnen, die sich in der Schlacke im Gewichtsanteil von 40—60 % finden. Sie tragen auch zur Stärkung der ebengenannten Ansicht bei. Sie sind durch ihren hohen Mn- und S-Gehalt, bei niedrigen C-Gehalt als Seigerungserzeugnisse gekennzeichnet. Z. B. 1,77 C; 11,98 % Mn; 4,12 S; 1,42 P; 9,52 Rückstand [3]).

Der Verfasser denkt sich den Vorgang folgendermaßen: Innerhalb des Roheisenkörpers bilden sich Legierungen des Fe mit MnS und FeS (dabei Mn unterstrichen). Diese streben nach oben und sind starken Oxydationseinflüssen zugänglich. Aus dem MnS und FeS bildet sich

[1]) Z. B. Mansfelder Kupferstein: 28% Cu; 36% S; dazugehörige Kupferschlacke 0,25—0,20 % S.

[2]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1915, S. 857 (Osann).

[3] Mitteilung der Gutehoffnungshütte.

zum Teil MnO und FeO, und ein großer Teil des S entweicht als SO_2 und SO_3. Es gesellen sich Oxydationserzeugnisse des Si, Mn, P hinzu und auch Fremdkörper, aus dem Ofenmauerwerk und mitgerissener Hochofenschlacke herrührend. So entsteht eine Schlacke, die naturgemäß sehr verschieden sein muß, und bei der man garnicht angeben kann, in welcher Weise der Schwefel gebunden ist. Je nach der Temperatur ist diese Schlacke gut flüssig, oder sie bildet Krusten. Sehr wesentlich ist für ihre Verflüssigung ein hoher Gehalt an MnO. Wird der Luftzutritt gerade richtig bemessen, so genügt er, um MnS zu verbrennen, und so wird Wärme und MnO geliefert. Auch diese Erwägung führt dazu, einen höheren Mn-Gehalt im Roheisen zu fordern. Dieser muß auch deshalb vorhanden sein, weil eine gewisse Mn-Konzentration vorhanden sein muß, um die Vereinigung von Mn und S zu erleichtern. Über diese Beziehungen geben Abb. 45 und 46 Aufschluß.

Nun zu den Eisenkugeln der Schlacke: Ihre Zusammensetzung gibt die vor Oxydation und Vermischung bewahrte ausgeseigerte Legierung wieder. Sie bedeckt die Oberfläche und fließt infolgedessen kälter als die Hauptmasse zuerst aus. Ein solches MnS und FeS-reiches Eisen erstarrt leichter[1]), ist dickflüssig und neigt beim Verspritzen zur Kugelbildung, wie dies durch Versuche und Erfahrungen im Eisengießereibetriebe festgestellt ist[2]). Hier hat man viel mit Gießkugeln zu tun und fürchtet in diesem Zusammenhang den S-Gehalt.

Wie bereits oben gesagt, beleuchten viele metallhüttenmännische Vorgänge diese Erscheinungen; auch der Begriff »Abstrich« gehört hierher, z. B. Bleiabstriche, d. h. oxydierte ausgeseigerte Legierungen, die durch Abstreichen entfernt werden. Der Reihe nach erscheinen Abstriche verschiedener Art, da gewisse Elemente z. B. Sb und As längere Zeit erfordern, um auszuseigern wie Cu und Sn[3]).

Das Studium dieser Vorgänge ist hier fruchtbarer als das Festhalten an Lösungsschaubildern, weil die S-Gehalte im Roheisen zu gering sind.

Die Zusammensetzung einiger Mischerschlacken ist hier angegeben[4]). Der Schwefel wurde als an Mn in MnS gebunden betrachtet, was allerdings nicht streng richtig ist.

---

[1]) Der Schmelzpunkt des MnS liegt bei 1350°. Der des FeS bei 1194°. Der des Roheisens bei 1100° (Stahl und Eisen, 1917, S. 395).

[2]) Vgl. das Lehrbuch des Verfassers der Eißengießerei unter Seigerung.

[3]) Heike glaubt an ein Auskristallisieren von FeS, MnS Mischkrystallen. Das wäre also ein Ausfrieren. Dann würde man aber solche Krystalle nicht nur oben, sondern überall am Umfang der Pfanne oder des Mischers haben, was nicht der Fall ist. (Stahl und Eisen, 1913, S. 766/811, auch Röhl ebenda, 1913, S. 565, Eutektikum FeS, MnS.)

[4]) Andere Analysen siehe auch Stahl und Eisen, 1916, S. 1125 und ebenda 1918, S. 625. (In beiden Fällen Blum) auch Jung (Peiner Verhältnisse) ebenda 1919, S. 1208.



	a	b	c	d	e	f	g	h
SiO_2	23,00	24,2	29,7	18,9	—	—	19,8	etwa 50
FeO	6,89	—	—	25,5	—	—	19,6	—
MnO	45,22	—	—	16,7	—	—	42,5 (Mn_3O_4)	—
MnS	19,02	—	—	32,3	—	—	6,7	—
CaO	2,58	—	—	2,75	7,4	1,4	1,54	3—4
MgO	0,19	—	—	0,43	—	0,6	0,87	—
P_2O_5	0,31	—	—	—	0,88	—	0,69	—
Al_2O_3. . . .	2,46	—	—	5,0	—	—	1,62	—
Rückst. . . .	—	—	—	—	23,20	—	—	—
S	7,01	9,81	7,99	11,7	—	2,67	—	5—6
Fe	5,36	6,01	5,31	20,0	52,8	13,10	—	7—8
Mn.	47,03	35,0	31,6	33,5	6,3	32,60	—	20—30
PbO	—	—	—	—	—	—	0,08	—
ZnO	—	—	—	—	—	—	0,024	—
CuO	—	—	—	—	—	—	0,05	—

a. Stahl und Eisen, 1904, S. 445 (Gutehoffnungshütte).
b. Hörder Mischerschlacke Untere Partie } Stahl und Eisen, 1896, S. 100.
c. » » Obere » }
d. Hörder Mischerschlacke, Stahl und Eisen, 1891. S. 798.
e. Lothringer Mischerschlacke.
f. Mischerschlacke aus Esch, Stahl und Eisen, 1915, S. 856.
g. Ansätze in der Ausgußschnauze, Stahl und Eisen. 1911, S. 393. Hier sind auch noch andere Mischerschlackenanalysen mitgeteilt.
h. Lothringer Werk (Kneuttingen), Stahl und Eisen, 1905, S. 1285.

Versuche, um die Entschwefelung im Mischer durch chemisch wirkende Zuschläge zu verbessern, sind unternommen:

Saniter wandte ein Gemisch von CaO und $CaCl_2$ an und fand in Stead einen Verteidiger, dem Hilgenstock aber nachwies, daß CaO an und für sich (d. h. ohne gleichzeitig eingesetzte Reduktionsmittel) niemals entschwefeln könne; ebenso sei Clorcalzium unwirksam. Er wies dabei auf die Versuche Finkeners hin (vgl. I. Band dieses Lehrbuchs unter Schwefel im Hochofen). Versuche in Hörde hatten auch nicht den geringsten Erfolg.

Der Streit zwischen Hilgenstock und Stead hat bei dieser Gelegenheit viel Wertvolles zur Entschwefelungsfrage zusammengetragen[1]). Der Verfasser beobachtete (1905) in den Vereinigten Staaten auf einigen Werken die Zugabe von Kochsalz im Mischer, jedenfalls um die Schlacke flüssig zu machen. Sehr wichtig ist, daß keine Mischerschlacke mit in

1) Stahl und Eisen, 1893, S. 50, 165 und 828 (Hilgenstock und Stead); ebenda, 1894, S. 336 (Ledebur); auch ebenda, 1909, S. 1482 (Hilgenstock).

den Konverter gelangt. Diese gibt ihren Schwefelgehalt sofort an das Flußeisen ab und bringt den Beweis dafür, daß es sich um mechanisch aufgenommenes Sulfid handelt, das dann nicht mehr Zeit und Ruhe hat, um sich, wie im Mischer, abzuscheiden (vgl. »Schwefel beim Konverter«).

11. Der Bau der Stahlwerke mit Windfrischbetrieb.

Die Abmessungen und die Konstruktion des Konverters und Zubehörs.

Der Konverter[1]) stellt ein in einem Ringe aufgehängtes Gefäß aus starkem Eisenblech dar, Bodenplatte und Windkasten in neuerer Zeit immer aus Stahlformguß.

Die ursprüngliche Form ist die einer Retorte mit kurzem Hals (vgl. Abb. 28), die an eine Birne erinnert. Man verzichtete aber bald auf diesen Hals (jedenfalls im Zusammenhange mit der Bildung von Ansätzen) und schnitt das oben zu einem schiefen Kegel verjüngte Gefäß einfach schräg ab. Bei dieser schräg nach oben blasenden Form ist man in Deutschland bis in die neueste Zeit geblieben, während in Amerika (früher auch in Wittkowitz. Stahl und Eisen, 1881, S. 180) Konverter eingeführt wurden, die senkrecht nach oben blasen, indem der Zylinder in einen symmetrischen Kegelstumpf übergeht. Diese können auf einer Seite gefüllt, auf der anderen entleert werden[2]).

Das Fassungsvermögen ist im Laufe der Zeit bis auf etwa 30 t gestiegen; jedoch soll man nicht annehmen, daß eine Vergrößerung ohne weiteres eine Verbesserung bedeute. Es haben zu allen Zeiten Strömungen für und wider bestanden, wenn es sich bei einer Neuanlage darum handelte, in dieser Richtung fortzuschreiten. Jedenfalls darf eine solche Maßnahme nicht getroffen werden, ohne die Transportvorrichtungen für flüssiges Eisen und Flußeisen und die Gießvorrichtungen mit allem Zubehör daraufhin zu betrachten, ob nicht die Erzeugungssteigerung zu einem Systemwechsel führen muß. Ist man in dieser Richtung nicht vorsichtig und weitschauend genug vorgegangen, so rächen sich scheinbar unbedeutende Fehler durch Störungen, die bei der großen in der Konverterhalle zusammengedrängten Erzeugungsmenge von oft Tausenden von Tonnen unabsehbar werden können.

Die Vereinigten Staaten sind weit hinter den deutschen Konverterfassungsvermögen zurückgeblieben und scheinen auch keine Neigung zu haben, hier zu folgen. Sie leisten auch so die außerordentlich hohen

---

[1]) Der Name »Konverter« ist so eingebürgert, daß er als Eigentum der deutschen Sprache aufgefaßt werden muß. Dafür »Birne« zu setzen, wie es Wedding getan hat, der sogar von »Birnenflußeisen« sprach, ist nach Ansicht des Verfassers nicht zu empfehlen.

[2]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1036 und 1894, S. 250.

Tageserzeugungen, allerdings mit sauer zugestellten Konvertern, was die Aufgabe sehr erleichtert. Im übrigen sei hier der Leser auf die Ausführungen S. 62 verwiesen. Als der basische Betrieb eingeführt wurde, hatte man sehr verschiedene Werte zwischen $4\frac{1}{2}$ und 12 t. Hörde und Peine führten 10 t Konverter ein[1]).

Für die Folgezeit mögen, deutsche Verhältnisse betrachtet und die Kleinbemesserei ausgeschaltet, die folgenden Zahlen dienen: 1875 waren 10 t Konverter bereits eingeführt; 1884 14 t; 1894 17 t; 1900 20 t; 1904 24 t. 1911 bestanden 26 Konverter mit 25 t, 10 Konverter mit 26 t und 4 Konverter mit 30 t[2]). Eine weitere Steigerung ist nicht eingetreten. Die neuesten Stahlwerke sind mit Ausnahme von Hagendingen, Deutscher Kaiser und Rothe Erde-Esch (mit 28—31 t) nicht über 25 t hinausgegangen. Dies alles gilt nur für basische Konverter. Die wenigen sauren Konverter Deutschlands haben kleineres Fassungsvermögen (5—8,5 t).

In den Vereinigten Staaten fand der Verfasser 1905 10—12 t Konverter, obwohl Versuche mit 15 und 18 t Konvertern gemacht sind[3]).

Unter Fassungsvermögen versteht man die Aufnahmefähigkeit für Roheisen in neu zugestellten Konvertern. Sobald eine Abnutzung des Futters stattgefunden hat, ist das Fassungsvermögen größer. Vielfach nutzt man auch das Fassungsvermögen nicht voll aus. Dies geschah früher viel häufiger als heute, weil man den Konverterinhalt zu klein bemessen hatte und mit starkem Auswurf rechnen mußte.

Das Verhältnis des Fassungsvermögens zum Konverterinhalt oder der Konverterraum für 1 t Einsatz ist eine außerordentlich wichtige Zahl. Im Laufe der Zeit hat man den Zahlenwert vergrößert, weil man sich davon überzeugt hatte, daß dadurch das Ausbringen an Flußeisen in erheblichem Maße vermehrt wurde. Man muß sich klar machen, daß zu klein bemessene Konverter in der Kochperiode bis zum Überlaufen gefüllt sind und wird dann verstehen, welche Auswurfmengen namentlich bei ungeeigneter Roheisenzusammensetzung entstehen können.

Howe[4]) nennt für amerikanische saure Konverter 1,4—1,84 cbm für 1 t Einsatz und berichtet, daß bei dem letzteren Wert wenig Auswurf bestände, bei 1,55 cbm wäre der Auswurf sehr stark gewesen. Der genannte Wert ist sehr groß. Man muß allerdings berücksichtigen, daß das amerikanische Verfahren darauf ausgeht, durch Einführung großer Windmengen den Chargenverlauf stark abzukürzen.

---

1) Stahl und Eisen, 1883, S. 55.

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 322 (Zahlentafel), auch ebenda, 1910, S. 1315; ebenda, 1912, S. 784 (Statistik für das deutsche Zollgebiet für 1900 und 1911).

3) Vgl. Stahl und Eisen, 1890, S. 1022; ebenda, 1894, S. 250; ebenda, 1900, S. 357, auch den Reisebericht des Verfassers in der Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen 1905.

4) Stahl und Eisen, 1890, S. 1022.

Graßmann[1]) (1896, deutsche Verhältnisse) bezeichnet 0,9—1,0 cbm für 1 t als richtig, 0,65 cbm, wie man es früher bisweilen fand, sei viel zu klein; anderseits solle man nicht über 1,0 cbm hinausgehen, weil sonst die Auskleidung zu teuer wird.

Diese Zahl kann man auch heute noch (besser vielleicht 1,1 cbm) als richtig ansehen[2]). Ein moderner Konverter von 24 t hatte 1,07 cbm Raum für 1 t Einsatz. Solche Zahlenangaben haben aber nur Wert, wenn gleichzeitig die Badtiefe genannt wird und diese nur auf Roheisen und auf den neu ausgekleideten Konverter bezogen wird.

Die letztere bemißt man bei neuen Konvertern auf 600—750 mm, besser 600—700 mm. Howe nennt bei sauren amerikanischen Konvertern nur 317—393 mm.

Der lichte Durchmesser läßt sich dann berechnen, vgl. Tafel II. Er beträgt bei basischer Auskleidung heute meist

2600	mm	bei	22—26 t	Fassungsvermögen
2000—2300	»	»	15—17 t	»
1600—2000	»	»	10—12 t	»

Die Stärke des Futters bemißt man heute bei 20—25 t auf 500 mm in der Wand und 900 mm im Boden. Bei 10—17 t auf 400 und 700 mm. Sauer zugestellte Konverter hatten bei 15 t 360 und 600 mm.

Der Entwurf der Umrißlinien ist in Tafel II dargestellt, deren Text die nötige Erläuterung gibt. Sehr wichtig ist die Festlegung des Konverterdrehpunkts, die einer verwickelten Berechnung bedarf, die für jedes neue Fassungsvermögen und Leergewicht wieder durchgeführt werden muß, um einerseits die in der hydraulischen Kolbenstange wirkende Kippkraft zu ermitteln und anderseits zu untersuchen, ob der Konverter nicht in der Auskippstellung bei einem etwaigen Bruch des hydraulischen Apparats, nach unten sich ergießend herumschlägt[3]). (Abb. 49—51 und Tafel III.)

Der ersten Bedingung kann man durch ausreichende Sicherheit bei der Bemessung des hydraulischen Zylinders leichter genügen, aber die zweite stellt große Anforderungen an die Geduld und den Scharfsinn des Konstrukteurs; denn es muß der Flüssigkeitsspiegel für Stahl und Schlacke in das Profil des neu zugestellten und anderseits des bis zum äußersten Maß abgenutzten Konverters eingetragen werden, was nur möglich ist, wenn man zahlreiche Schnitte legt. Dann müssen die beiden Schwerpunkte (Eisen und Schlacke) berechnet werden und mit dem Schwerpunkt des leeren Konverters in Beziehung gebracht werden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1896, S. 59.

[2]) Vgl. die Zusammenstellung, Stahl und Eisen, 1910, S. 324.

[3]) Auf einem englischen Werke ist ein solcher Fall vor langer Zeit tatsächlich vorgekommen, gerade als das Iron Steel Institute das Werk besichtigte. Einige Teilnehmer kamen dabei ums Leben.

Abb. 47. Blechkörper eines basischen Konverters für 24 t Fassungsvermögen in Burbach. Blechstärke im Oberun Unterteil = 24 mm, im Mittelteil = 28 mm.

Abb. 48. Derselbe basische Konverter wie in Abb. 47 (Stahl und Eisen, 1908, S. 1655), ausgekleidet.

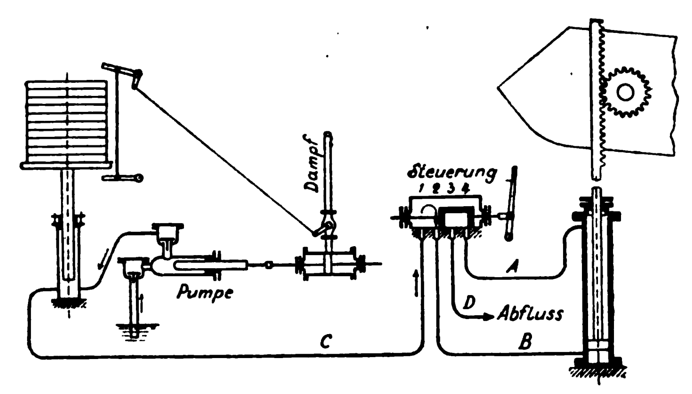


Abb. 49. Schematische Darstellung der Konverterbewegung. Links Akkumulator und Pumpe. Rechts Steuerorgan und hydraulischer Zylinder. Statt des Muschelschiebers wird heute ein Kolbenschieber verwendet.

Das Moment des letzteren muß, unter Berücksichtigung der am Zapfen angreifenden Reibungskraft die der beiden anderen überragen. Tafel II und Abb. 50.

Die Verzahnung der Zahnstange und des Stirnrades geschieht bisweilen unter Anwendung von Winkelzähnen. Horizontale Zahnstangen, die der Verfasser in den Vereinigten Staaten vielfach antraf, sind in Deutschland seit langer Zeit verlassen, weil sich die Zahnlücken mit Aus wurf und Staub füllen.

Der Teilkreis hat bei 20—24 t Fassungsvermögen 1300—1400 ⌀. Bei 10—12 t waren 1000—1200 mm ⌀ gebräuchlich. Lichter Durchmesser des hydraulischen Zylinders im ersteren Falle = 600 mm, im letzteren Falle = 500 mm.

Der Blechkörper des Konverters besteht aus starkem Eisenblech, etwa 25 mm stark, bei einem 24 t-Konverter im Ober- und Unterteil 24, im Mittelteil 28 mm (Burbach). Windkasten und Bodenplatte, auch der schlüsselförmige Unterteil über dem Windkasten aus Stahlformguß. Vom Losboden wird bei der Beschreibung der Auskleidung die Rede sein. Der Konverterring und seine Zapfen wird ebenfalls aus Stahlformguß gefertigt. Vielfach ist er vierteilig gestaltet, um Gußbearbeitungs- und Transportschwierigkeiten zu vermindern [1]). Konverterringe bildeten auf allen Ausstellungen wegen ihres großen Gewichts die Glanzstücke der Stahlformgußwerke (z. B. ein einteiliger Ring im Gewicht von 26000 kg bei einem 24 t-Konverter) [2]).

Die Konstruktion des Konverters (vgl. Tafel II u. III).

Beispiel: Es soll die Aufgabe bestehen, einen Konverter für ein großes Stahlwerk zu konstruieren. Es ist dieses eine sehr schwierige und zeitraubende Arbeit, die im folgenden nur schematisch dargestellt werden soll, um eine Anleitung zu geben.

Es soll dies an der Hand eines Beispiels geschehen. Man geht von dem Fassungsvermögen und der Badtiefe aus. Letztere darf nicht zu groß werden, damit nicht dem eintretenden Winde zuviel Widerstand entgegengesetzt wird.

Der Einsatz an Roheisen soll 21,6 t betragen, die Badtiefe 750 mm.

Nr. 1. Die Konstruktion der Umrißlinien.

Man berechnet im Sinne der Skizze Nr. 1 den lichten Durchmesser d unter der Maßgabe, daß der Kegelstumpf die Höhe = Badtiefe — 100 mm = 650 mm erhält · h_1 = 650 mm h_2 = 100 mm. 1 cbm flüssiges Roheisen = 7000 kg. Unter Zugrundelegung eines Basiswinkels von 60° findet man d = 2600 mm. Stärke der Auskleidung im zylindrischen Teil = 500, an der Mündung auf 300 mm verringert, Stärke im Boden = 900 mm. Man findet die Haubenumrisse, indem man im Sinne der Zeichnung Punkt A einträgt, dann C. G wird unter Antragen des ∡ 55° als Endpunkt des Kreisbogens um M gefunden. Darauf B als Schnittpunkt der Tangente in G und der unter 45° bei C angesetzten Linie B C. Punkt E ergibt sich dann von selbst, ebenso die Linien A B, C H, E F. Alles andere läßt die Skizze erkennen.

---

[1]) Bereits 1882 bekannt, Stahl und Eisen, 1882, S. 626. 10 Fuß ⌀ 80 t Gewicht.

[2]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1647. Hier findet der Leser auch andere Gewichts- und Maßangaben.

Die Blechstärke ist mit 40 mm eingeschrieben, um die Gewichtsberechnung zu berücksichtigen. Das Blech an sich ist etwa 23 mm im Durchschnitt stark. Man muß aber Überlappungen, Versteifungen, Nieten und Schraubenbolzen berücksichtigen.

Nr. 2. Gewichts- und Schwerpunktsberechnung des leeren Konverters.

Diese ist notwendig, um zusammen mit den Schwerpunktsberechnungen für den Roheisen- und Schlackenkörper zur Berechnung der Kippkraft Verwendung zu finden.

Die Gewichte sind unter Einsetzung der folgenden Werte ermittelt: 1 cbdm Flußeisen, ebenso 1 cbdm Blech- und Stahlformguß wiegt 7,8 kg, 1 cbdm gestampfte und gebrannte Dolomitmasse wiegt 3,4 kg. Windkasten, Unterteil und Mittelteil bedürfen keiner Erläuterung. Die Gewichte des Haubenkörpers werden im Sinne der Guldinschen Regel[1]) gefunden. Man dreht mit der Fläche links, dann mit der Fläche rechts und zieht das Mittel.

Die Flächen sind in Quadratcentimetern eingetragen, nachdem man eine Zeichnung im Maßstab von 1 : 25 hergestellt hätte. (Auf der Tafel verkleinert.) Die Flächengrössen stellen also die Flächen auf der Zeichnung dar. Der Weg des Schwerpunkts muß ebenso in Centimetern angegeben werden. Man muß dann, um Maßstab und Volumengewicht zu berücksichtigen, mit $\frac{25 \times 25 \times 25 \times 3{,}4}{1000} = 54$ multiplizieren, um das Gewicht in Kilogramm bei Dolomit zu erhalten und ebenso bei Blech mit $\frac{25 \times 25 \times 25 \times 7{,}8}{1000} = 125$.

Oberer Haubenkörper.

Weg des Schwerpunkts.

Fläche links, Fläche rechts, $2 r \pi$, Materialfaktor

$$\text{Dolomit: } \frac{7{,}5 + 10{,}8}{2} \times 27 \times 54 = 13400 \text{ kg}$$

$$\text{Blech: } \frac{0{,}8 + 1{,}1}{2} \times 32 \times 125 = 4000 \text{ „}$$

Unterer Haubenkörper.

links, rechts

$$\text{Dolomit: } \frac{4 \times 0{,}25 \times 34 + 4 \times 3{,}4 \times 37}{2} \times 54 = 14500 \text{ „}$$

$$\text{Blech: } \frac{0 + 4 \times 0{,}25 \times 45}{2} \times 125 = 2900 \text{ „}$$

Haubengewicht zusammen:	34800 kg
Oberer Mittelkörper	55300 „
Unterer Mittelkörper	16600 „
Oberes Unterteil	27000 „
Unteres Unterteil	1500 „
Bodenplatte	1400 „
Windkasten	800 „
Windkastenplatte	500 „
Zusammen:	137900 kg

Das Gewicht des Ringes mit Zubehör kommt nicht in Frage, weil es auf die Lage des Schwerpunktes keinen Einfluß übt.

Um den Schwerpunkt des leeren Konverters zu finden, muß man zunächst den Schwerpunkt des Haubenkörpers finden: Man dreht um die Achse O L, dann um die Achse O P. Der Abstand des Schwerpunktes von ersterem sei X, der Abstand von letzterem Y.

[1]) Körperinhalt = Weg des Schwerpunktes × Inhalt der gedrehten Fläche.

Sa aller Flächenstücke mal $X = F_1 a_1 + F_2 a_2 + -$; wobei $F_1 F_2$ usf. die einzelnen Flächengrößen und $a_1 a_2$ die Abstände von Drehachse bedeuten. Die Blechschnittflächen zählt man doppelt, um das grössere Volumengewicht zu berücksichtigen.

Ebenso ermittelt man den Wert Y.

Die Schwerpunktslagen der anderen Körper sind leicht zu finden, ebenso Ermittelung des Gesamtschwerpunktes.

Man dreht um die Achse L N, dann um M N und setzt die Gewichte der einzelnen Teile mit ihren Schwerpunktsentfernungen von der Drehachse ein.

Es folgt nun in Nr. 3 der Tafel die Festlegung des Roheisenkörpers, Schlackenkörpers und ihrer Schwerpunkte bei einem Winkel von 45°.

Aller Voraussicht nach wird dies der für das Kippmoment annähernd ungünstigste Winkel sein. Nach einer Untersuchung der Frage im Institut für Mathematik und Mechanik an der Clausthaler Bergakademie ergab sich, daß das Maximum des Kippmoments bei einem annähernd zylindrischen Gefäß bei etwa 50° liegt, aber alle Stellungen zwischen 45 und 60° keine sehr erheblichen Abweichungen zeigen[1]).

Gewicht eines cbm Roheisen = 7,0 t
" " " Schlacke = 3,0 t
Roheisenmenge = 21,6 t
Schlackenmenge = 30% des Roheisengewichts = 6,48 t

$$\text{Roheisenvolumen} = \frac{21,6}{7} = 3,09 \text{ cbm}$$

$$\text{Schlackenvolumen} = \frac{6,48}{3} = 2,16 \text{ cbm}$$

Man zeichnet im Maßstabe von 1 : 50 auf, zieht Horizontalen in 1 cm Abstand und trägt die entsprechenden Flächen Nr. 1, 2, 3, 4 usf. auf, wie es in der Zeichnung, die nur die Hälften der Flächen wiedergibt, geschehen ist. Dann ermittelt man die Grössen der einzelnen Flächen in Quadratcentimetern und fügt 10% hinzu, um die abgeschnittenen Kurvensegmente zu berücksichtigen.

Aus zwei benachbarten Flächen ergibt sich dann das Körpervolumen.

$$\text{Z. B. Körper a aus } \frac{14{,}3 + 15{,}0}{2} \cdot \frac{2 \cdot 50^3}{1\,000\,000} = 14{,}6 \times 0{,}25 = 3{,}65 \text{ cbm}$$

„2" um auch die unteren Hälften der Flächen zu berücksichtigen. „50" aus dem Maßstabe (1 : 50). „1000000", weil 1 cbm soviel Kubikcentimeter hat.

Der Faktor $\frac{2 \cdot 50^3}{1000000} = 0{,}25$ möge der Maßstabfaktor genannt werden.

Nunmehr kann man Roheisen und Schlackenspiegel einzeichnen und den Roheisen- und Schlackenschwerpunkt finden. Es geschieht dies in der oben angedeuteten Weise, indem die Schwerpunktsabstände der einzelnen Körperabschnitte von der Drehachse M N abgegriffen werden. Auf diese Weise wird die Ordinate Y gefunden. Anderseits liegt der Schwerpunkt in der eingezeichneten Kurve, welche die Flächenschwerpunkte verbindet.

Es folgt nun die Festlegung des Roheisen- und Schlackenkörpers und ihrer Schwerpunkte bei stark abgenutztem Futter; und zwar wird die Voraussicht genügen, daß das Futter nur noch die halbe Wandstärke besitzt; abgesehen vom Boden, der bis auf 100 mm abgenutzt sein kann.

Nunmehr kann erst vom Drehpunkt die Rede sein, dessen Lage starken Einfluß auf das Kippmoment hat. Aber es ist, abgesehen davon, die Bedingung zu erfüllen, daß bei einer Störung oder einem Bruch der gefüllte Konverter nicht nach unten umschlägt, sondern sich selbsttätig aufrichtet. Am besten wird es sein, wenn man zunächst die

[1]) Gießereizeitung 1920, S. 88.

Drehpunktslage so annimmt, wie es in der Skizze Nr. 1 geschehen ist. Hier ist die Höhe des zylindrischen Körpers (= 2700 mm) im Sinne von 4:3 geteilt, sodaß 4/7 unterhalb, 3/7 oberhalb des Drehpunktes liegen.

Man muß zu diesem Zweck den Konverter bei neuer und abgenutzter Auskleidung in der Ausgußlage betrachten und zwar wird man dies bei neuem und abgenutztem Futter tun müssen und ebenso bei Beginn des Schlackenabgießens und bei Beginn des Stahlabgießens und möglicherweise auch noch bei einer Mittelstellung während des Stahlabgießens. Wie diese Untersuchung zu geschehen hat, ist schematisch in Nr. 4 gezeigt.

Man zieht zunächst willkürlich die Linie TR = A und dazu die Parallelen B und C im Abstande von 1 cm, zeichnet die Kurvenstücke auf, die den Schnittlinien 2, 3, 4, 5, 6 entsprechen. Es werden wiederum die Flächen ausgemessen und die Körperinhalte a, b, c usf. berechnet. Da die Abstände der Schnitte = 2 cm sind, so ist der Faktor nicht 0,25 wie oben, sondern 0,5; $\left(\frac{2 \times 2 \times 50^3}{1000000} = 0{,}5\right)$.

Die Summe der Körperinhalte ist bei der Linie TB = 6,22 cbm. Man braucht aber nur 3,09 + 2,16 = 5,25 cbm. Um dem Rechnung zu tragen, versucht man, ob bei der Linie TW das Richtige herauskommt und teilt dann den Gesamtkörper in Schlacken- und Eisenkörper. Die Schwerpunkte S_R und S_S sind dann leicht aus den Flächen zeichnerisch zu bestimmen.

Stellt sich bei dieser Untersuchung heraus, daß das am Schwerpunkt des leeren Konverters angreifende Konvertergewicht genügt, um die Momente des Roheisen- und Schlackenkörpers und außerdem das Reibungsmoment zu überwinden, so kann die Drehpunktlage unverändert bleiben; andernfalls muß man den Drehpunkt verlegen.

Nunmehr kann das Kippmoment endgültig ermittelt werden und anschließend der Kolbendurchmesser des Wasserdruckzylinders. Dies ist in Abb. 50 geschehen.

Moment des Eisenkörpers in S_R angreifend	=	21,6 · 0,9	in M. t
„ „ Schlackenkörpers in S_S „	=	6,5 · 0,8	„ „ t
„ „ leeren Konverters in S_e „	=	138,0 · 0,25	„ „ t
„ der Reibung am Zapfenradius „	=	R · 0,32	„ „ t
wobei R = G · μ_1	=	39 t	

G = Gewicht des gefüllten, neu ausgekleideten Konverters einschließlich des Zapfenringes und des Windzuführungsrohres zwischen Zapfen und Windkasten.

μ_1 = Reibungskoeffizient der Ruhe = 0,20
μ_2 = „ in der Bewegung = 0,07.

Summe dieser Momente in M. t = P · 0,7, wobei P = Kraft in der Zahnstange; 0,7 der Radius des Zahnrades. In unserem Falle P = 103 t, die bei einem Wasserdruckzylinder von etwa 670 mm ⌀, bei 30 kgqcm bestehen würden. Man gibt aber Reserve und muß auch die Kolbenstange berücksichtigen (vgl. Abb. 50, auch Tafel III und III a).

Reserve gibt man außerdem dadurch, daß man mit einem geringeren Wasserdruck für 1 qcm Fläche rechnet, wie er tatsächlich zur Verfügung steht.

Das Druckwasser arbeitet in Burbach mit einem Druck von etwa 30 kg/qcm; andere Werke wenden Drucke von 60 kg/qcm an. Über die hydraulische Steuerung bringt Daelen[1]) Einzelheiten, andere Angaben siehe unter der eben genannten Quelle.

Der Wind tritt durch den hohlen Zapfen (z. B. 650 mm außen, 375 mm licht) ein und wird dann durch ein Krümmerstück von ovalem Querschnitt in den Windkasten geführt. Bisweilen ist der letztgenannte Krümmer auf der Rückenseite des Konverters angebracht, um die

[1]) Stahl und Eisen, 1883, S. 176.

Ständerentfernung zu verkürzen. Vor dem Eintritt in den Zapfen ist eine **Stopfbüchsenanordnung** erforderlich. Der Wärmeausdehnung des Konverters muß durch Anordnung eines Gelenkes Rechnung getragen werden, indem man noch eine zweite Stopfbüchse an einer anderen Stelle einbaut. Ebenso erhält der Krümmer am Windkasten eine Stopfbüchse.

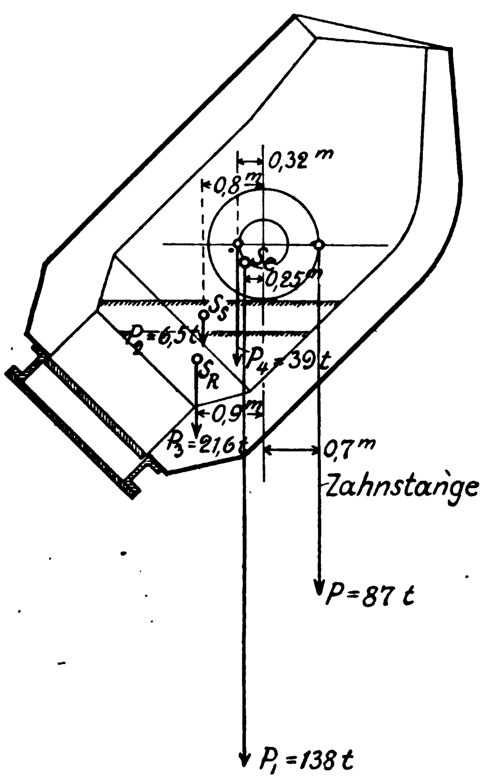


Abb. 50. Kippmoment eines Konverters für etwa 22t bei einer Lage der Achse von 45° (vgl. Tafel II).
Eisengewicht in S_R angreifend = 21,6 t (P_3)
Schlackengewicht in S_S » = 6,5 t (P_2)
Leergewicht bei neuer Auskleidung in S_e » = 138 t (P_1)
Reibungskraft $P_4 = \mu \times G$, wobei G = Convertergewicht, einschließlich Füllung, Ring und Zapfen = 197 t; $\mu = 0{,}20$ in der Ruhe und $= 0{,}07$ in der Bewegung $P_4 = 39$ t. P_4 greift am Zapfenradius = 0,32 m an. P = Kraft in der Zahnstange am Stirnrade angreifend. $r = 0{,}7$ m. Gleichung: $P \cdot 0{,}7 = 21{,}6 \times 0{,}9 + 6{,}5 \times 0{,}8 + 138 \times 0{,}25 + 39 \times 0{,}32$. Daraus $P = 103$ t (beim Übergang aus der Ruhelage in die Bewegung). Demnach würde bei 30 kg/qcm Wasserdruck und 20% Sicherheit, unter Anrechnung des Kolbenstangenquerschnitts ein lichter Wasserdruckzylinder ⌀ von etwa 760 mm angewendet werden. (Vgl. auch Tafel III.)

Die **Schmierung des Konverterringzapfens** geschieht heute auch unter Anwendung von Preßöl (50 Atmosphären) [1].

Besondere Beachtung verdient die **Kaminanlage** (vgl. die Abb. 55 u. f. und Taf. V). Die Auswurfmengen sind sehr bedeutend, und man muß darauf Bedacht nehmen, daß sie ohne weiteres in eine Rutsche zusammengefegt und in einen Eisenbahnwagen gebracht werden können. Der Kamin ist bei neuen Werken so weit bemessen, daß die Flamme nirgends anschlägt, und sich infolgedessen keine Bären an die Kaminwand hängen und beim Herunterstürzen Menschen gefährden können. Die Abbildungen lassen das Nötige erkennen. Da eine starke Zerstörung auch im Zusammenhang mit Schwefelsäurebildung innerhalb der Konvertergase zu erwarten ist, tut man gut, keine Bleche, sondern miteinander verschraubte ⊔ Eisen (Nr. 24), in Pallisadenstellung durch ∠ eisenrahmen zusammengehalten, zu verwenden. Diese haben sich sehr gut bewährt. Enge Kamine, wie sie früher üblich waren, auch die mit halbkreisförmigen, wasserdurchflossenen Hohlkörpern ausgestatteten Anordnungen gelten als veraltet.

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1650.

Über der Konverterbühne ist die Kalkbühne angeordnet, die auch als Gichtbühne für die Spiegeleisenkupolöfen dient. Sie wird heute meist durch eine oder mehrere Hängebahnen[1]) bedient, welche den Höhenunterschied in einfacher Weise überwinden. Ältere Anlagen arbeiten auch mit senkrechten Aufzügen. In „Deutscher Kaiser“ ist eine Spiralhängebahn im Betrieb. Der Kalk gelangt durch eine Rutsche in den Konverter, die auch für den Schrott benutzt wird, wenn nicht für diesen Zweck eine besondere Rutsche besteht. Es gibt auch Rutschen in Gestalt von quadratischen oder rechteckigen Blechrohren, die niedergelassen oder aufwärtsgezogen werden. Diese Anordnung besitzt große Vorzüge, weil das Blechrohr nicht die Blasetätigkeit des Konverters beengt. Abgesehen von diesen Rutschen unmittelbar über der Konvertermündung hat man auch Rutschen, die auf den Bühnenbelag ausmünden. Sie dienen hauptsächlich zum Befördern des Kalkes, der mit der Hand auf das Flußeisenbad geworfen wird (Ansteifkalk).

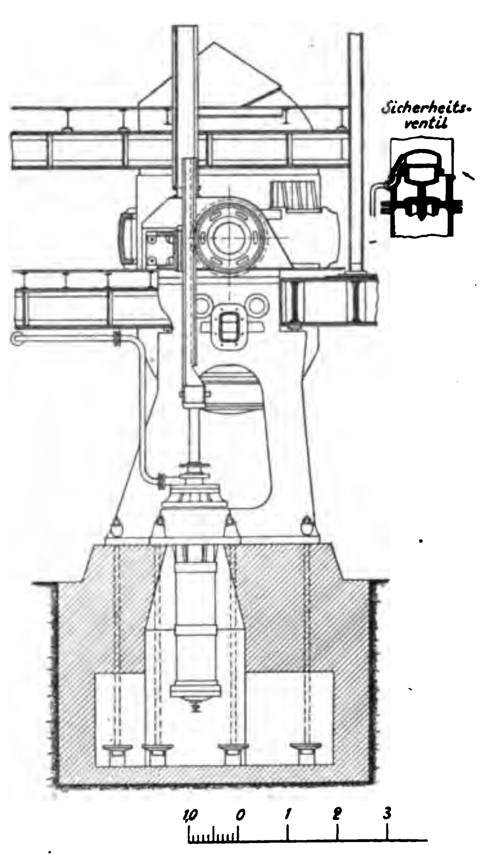


Abb. 51. Hydraulischer Zylinder desselben Konverters wie in Abb. 48 (Burbach). Rechts oben Windabblaseventil. Dies Ventil wird selbsttätig durch Druckluftübertragung geöffnet, wenn das Windzulaßventil geschlossen wird, und ebenso geschlossen, wenn dies geöffnet wird.

Die Kalkbühne muß so eingebaut sein, daß sie einen Laufkran, der über der Konverterbühne fährt und Schrott und Material zur Auskleidung des Konverters befördert, auch bei Montagen und Reparaturen in Tätigkeit tritt, nicht hindert. Zuweilen ist zwischen Konverter- und Kalkbühne eine Schrottbühne eingebaut, um Schrott mit der Hand einsetzen zu können.

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1635 nennt eine solche Pohligsche Anlage in Burbach, die stündlich 38 t Kalk- und Rohdolomit, außerdem Koks zum Konverterwärmen, in Wagen von 0,3 cbm Inhalt, mit 2 m Geschwindigkeit fördert. Vgl. auch die Beschreibung der neuen Anlage in Kneuttingen mit Angaben über die Bühnenhöhen usw. Stahl und Eisen, 1916, S. 525.

Die Dacheindeckung muß den großen Flugstaubmengen Rechnung tragen. Sehr gut haben sich Betondächer bewährt, die vom Winde rein gefegt werden.

Die Entfernung der Konverter beträgt z. B. bei 24 t-Konvertern 10 m (in einer älteren Anlage 8 m), die Entfernung der Ständermitten dabei = 5500 mm. Bei der neuen Stahlwerksanlage in Kneuttingen mußte der Konverterabstand = 8 m [1]) beibehalten werden.

Die Konverterbühne muß geräumig und gut gelüftet sein; denn der Kalkstaub ist außerordentlich lästig. Auch das Losbrechen der Mündungsbären muß bei ihrer Anlage berücksichtigt werden. Es geschieht dies durch Eintreiben von langen Brechstangen und dann folgendem Loswuchten, indem der Konverter herumschlägt, wobei der Bär einen fest auf der Bühne verlagerten Eisenbalken trifft. Hält diese einen kräftigen Schlag aus, so wird die Arbeit sehr gefördert. Man hat auch hydraulische Bärendrücker (Abb. 52) eingeführt, aber vielfach keine befriedigenden Ergebnisse erzielt. Auf den Durchmesser der Windleitung, Lochzahl im Boden usw. wird im Zusammenhang mit der Gebläseanlage eingegangen werden.

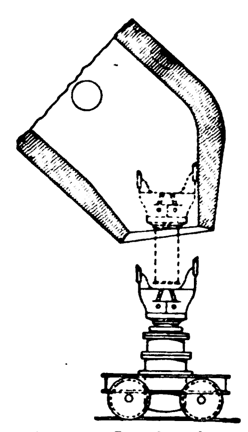


Abb. 52. Losdrücken von Mündungsbären unter Verwendung von Wasserdruck (Stahl und Eisen, 1908, S. 1657).

Neuere Werke sind allgemein zur Anlage von Vorratsbehältern für Kalk, Dolomit und Koks (zum Konverterwärmen und Kupolofenbetrieb) übergegangen [2]).

Gerade beim Kalk ist dies sehr wichtig, weil man heute nicht mehr Arbeiter findet, die die unangenehme und ungesunde Arbeit des Kalkschaufelns übernehmen wollen. Entweder werden die Eisenbahnwagen (Selbstentlader) unmittelbar in die Kalkbehälter, die natürlich überdacht sein müssen, entleert, oder der Kalk kommt auf Plattformwagen in Kübeln mit Bodenentleerung an. Die letzteren werden vom Laufkran gefaßt und ausgestürzt. Aus den Vorratsbehältern gelangt er selbsttätig in die Hängefahrzeuge (Abb. 53).

Burbach besitzt z. B. eine solche Betonbehälteranlage für 300 t Kalk, 60 t Koks und 300 t Rohdolomit.

Besondere Beachtung erfahren die Umschmelz- und Anwärmeöfen für Spiegeleisen, Ferrosilizium und Ferromangan. Sie werden uns in ihrer Mannigfaltigkeit noch eingehend weiter unten beschäftigen. Hier muß nur auf ihre Beschickungs- und Entleerungsmöglichkeit hingewiesen werden. Spiegeleisenkupolöfen werden von der Kalkbühne aus beschickt. Das abgestochene Roheisen fließt unmittelbar in die Stahl-

[1]) Stahl und Eisen, 1916, S. 525.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1908, S. 1654 (Burbach) ebenda 1913, S. 726 (Esch).

pfanne oder in kleine fahrbare Hilfspfannen, die auf der Konverterbühne laufen. Ferromangan wird in kleinen Flammöfen vorgewärmt, die auf der Konverterbühne oder auch auf der Kalkbühne stehen. Ihre Beschickung geschieht dementsprechend mit Hilfe des Laufkranes oder derselben Bahn und Rutsche, die zur Förderung des Kalkes dient. Wird Ferromangan flüssig gegeben, so stehen die elektrischen Öfen oder Ölschmelzöfen auf der Konverterbühne, und der Abstich erfolgt in fahrbare Hilfspfannen. Hochhaltiges Ferrosilizium bedarf keiner Vorbereitung. Ferrosilizium mit 10 — 12 % Si (Hoch-

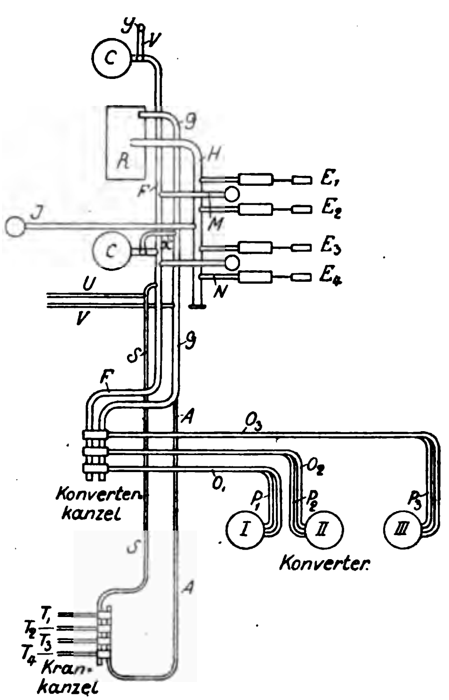


Abb. 54. Leitungsnetzschema für Druckwasser eines älteren Stahlwerks. E_1—E_4 = Druckwasserpumpen, die mit der Saugleitung *H* aus dem Behälter *R* oder Brunnen *J* aufnehmen und in die Druckwasserleitung *F* hineindrücken. Die letztere schließt die Drucksammler (Akkumulatoren) *C* an und geht über die Konverterkanzel zu den Konvertern, wobei die Rohrstränge O_1—O_3 über den Kolben und die Rohrstränge P_1—P_3 unter den Kolben münden. Von der Hauptdruckleitung ist die Nebendruckleitung *S* nach der Krankanzel abgezweigt. Die Kräne sind einfachwirkend. Das Abflußwasser geht von der Konverterkanzel durch die Leitung *G*, die auch die Leitung *A* von den Kranen her aufnimmt, in den Wasserbehälter *R* zurück.

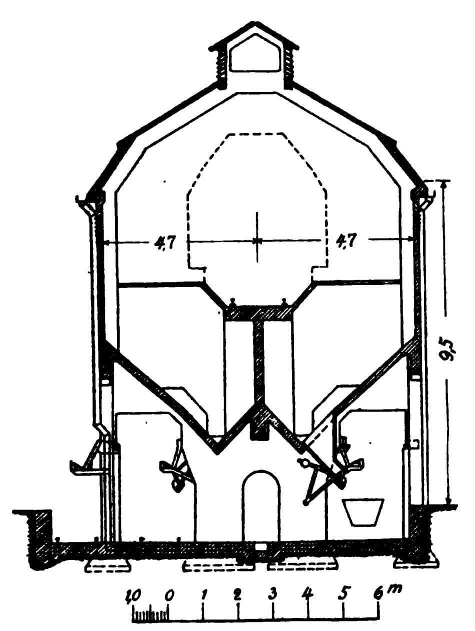


Abb. 53. Kalksilo der Adolf Emilhütte in Esch (Stahl und Eisen, 1913, S. 713) für 1400 t Kalk. Von hier führt eine Seilbahn in die Konverterhalle.

ofenerzeugnis) wird am besten mit Spiegeleisen zusammen verschmolzen.

Der Pfannenraum muß unmittelbar neben den Konvertern liegen und von Laufkränen bedient werden. Ebenso muß es bei der Dolomitmühle, Bodenwerkstättte und Steinpresse der Fall sein (vgl. weiter unten).

Die Bedienung des Windventils und der hydraulischen Apparate geschieht auf älteren Werken von einer Steuerkanzel aus (Abb. 54). Bei

der Vergrößerung der Werke reichte dann oft das Gesichtsfeld nicht aus, und man mußte eine zweite einbauen. Diese Erfahrung hat auf neuen Werken dazu geführt, jedem Konverter seinen eigenen Ventil- und Steuerapparat zu geben, der auf der Bühne zwischen zwei Konvertern angeordnet wird. Von hier aus besteht auch Signalverbindung mit der Gebläsemaschine. Auch sind Manometer für Wind- und Wasserdruck vorhanden. Zur Hilfsleistung bei der Ventilbedienung hat man auch Preßluft herangezogen [1]).

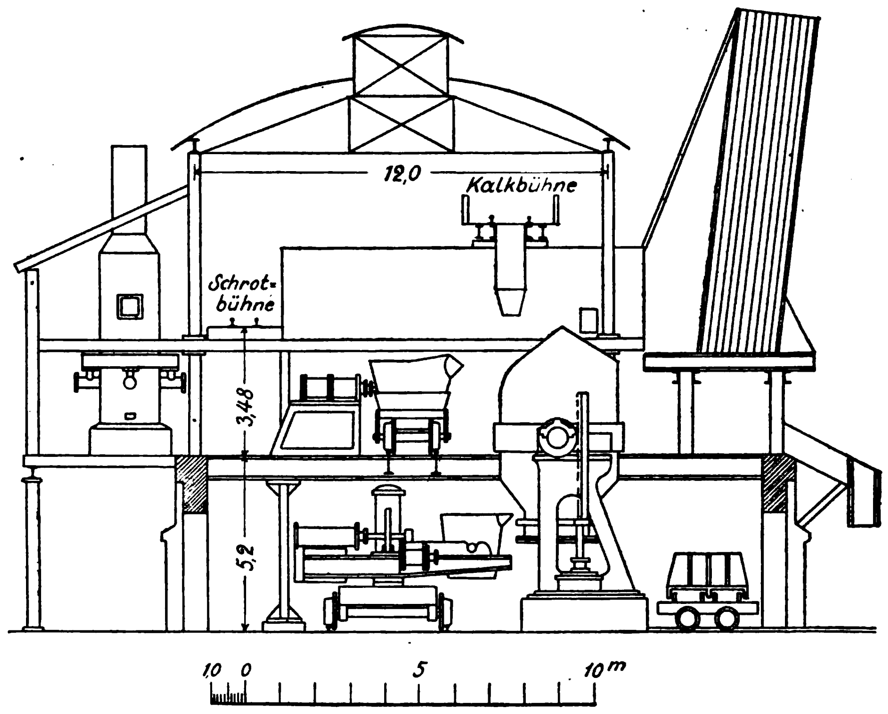


Abb. 55. **Schnitt durch die Konverterhalle der Friedenshütte.** (Stahl und Eisen.) Links Kupolöfen. In der Mitte Wasserdruckzylinder zum Bärendrücken.

Die **Druckwasserzentrale** (vgl. Abb. 54) muß, abgesehen von der Konverterbewegung noch viele andere Aufgaben erfüllen, vielfach auch das Walzwerk und die Dolomitsteinfabrik bedienen. Es kommen die Bodeneinsetzmaschinen, Bärendrücker, Mischer und viele Kräne, auch Gießvorrichtungen in Betracht. Der Bedarf an Druckwasser läßt sich nur von Fall zu Fall veranschlagen [2]). Der wirtschaftlich überlegene, elektrische Antrieb

---

1) Stahl und Eisen, 1908, S. 1650 und 1655.

2) Um Beispiele zu nennen. Das Stahlwerk und Walzwerk in Kneuttingen kam (1905) mit einer elektrisch getriebenen Pumpe aus, die 1500 Liter in der Minute, mit einem Aufwand von 240 PSi bei 60 kg/qcm Druck lieferte. Eine andere Pumpe stand in Reserve. Andere Angaben siehe Stahl und Eisen, 1908, S. 1671.

hat viele hydraulische Übertragungen verdrängt; aber die Zuverlässigkeit der letzteren ist so groß, daß manche Werke sie in Reservestellung daneben haben bestehen lassen.

Zum Ausgleich bei der Druckwasserentnahme dienen Akkumulatoren d. h. belastete Kolben (vgl. Abb. 49). Das Belastungsgewicht wird heute vielfach aus Beton oder Mauerwerk gebildet. Das erforderliche Gewicht ergibt sich einfach aus dem Querschnitt des Kolbens und dem geforderten Drucke z. B. 30 und 60 kg/qcm. Es macht sich die lebendige Kraft des sinkenden Gewichts geltend und erzeugt einen höheren Druck, wie er berechnet war. Daher soll man nicht zu hohe Gewichte wählen [1]).

Als Druckwasserpumpe verwendet man heute elektrisch angetriebene Kolbenpumpen. Beim Anschlag des steigenden oder sinkenden Belastungsgewichtes wird der Strom aus- und eingeschaltet.

Neuerdings sind auch unmittelbar mit der Kolbenstange einer Gichtgasmaschine gekuppelte Druckwasserpumpen in Hörde mit Erfolg in Betrieb genommen [2]).

In gleicher Weise sind die Bestrebungen zu beachten, welche die Hochdruckschleuderpumpen einführen wollen. Es ergeben sich dabei Nutzeffekte bis 72 %. Das ist allerdings weniger als bei einer Kolbenpumpe.

Für unmittelbaren Dampfantrieb hat sich am besten die Ridersteuerung bewährt [3]).

Der Entwurf des Stahlwerks.

Die Anordnung der Konverter ist davon abhängig, wie die Zufuhr des flüssigen Roheisens und die Abfuhr und das Vergießen des Flußeisens erfolgt.

Die Anordnungen Bessemers legten eine halbkreisförmige Gießgrube unmittelbar vor die Konverter. Ein hydraulischer Schwenkkran entnahm das Flußeisen aus dem Konverter und vergoß es auch gleich in die Blockformen. Als die Erzeugungsmengen stiegen, ordnete man einen zweiten Schwenkkran in Parallelstellung an, oder schob die Pfanne mit hydraulischem Kolben auf die Ausleger dieses Krans. Diese Anordnung ging auch an Deutschland [4]) und Amerika über; jedoch wurde im erstgenannten Lande etwa nach 1880 der Gießwagen an Stelle des Schwenkkrans bei allen Neubauten eingeführt. Dies bedingte eine Reihenanordnung der Konverter an Stelle der vielfach üblichen Anordnung im Kreise oder Kreisbogen. Immerhin sind Stahlwerke mit dieser letztgenannten Anordnung noch bis 1910 im Betriebe gewesen. Der erste Gießwagen soll im Kruppchen Stahlwerk [5]) in Essen gearbeitet haben.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1006.
[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1890, S. 330, und ebenda 1895, S. 410.
[3]) Stahl und Eisen, 1895, S. 410 (Druckwasserbetrieb in Hüttenwerken).
[4]) Vgl. z. B. Stahl und Eisen, 1910, S. 1316, auch ebenda 1913, S. 225 (Königshütte).
[5]) Beck V, S. 621.

Jedenfalls erhielt das im Jahre 1881 gebaute Peiner Stahlwerk diese Anordnung, und einen dampfhydraulischen Gießwagen (Märkische Maschinenfabrik in Wetter a. d. Ruhr), während ungefähr gleichzeitig der Phönix in Ruhrort den Schwenkkran beibehielt. Der Gießwagen brachte den Vorteil, daß das Gießen und alle damit zusammenhängenden Arbeiten in einem gesonderten Raume ausgeführt wurden.

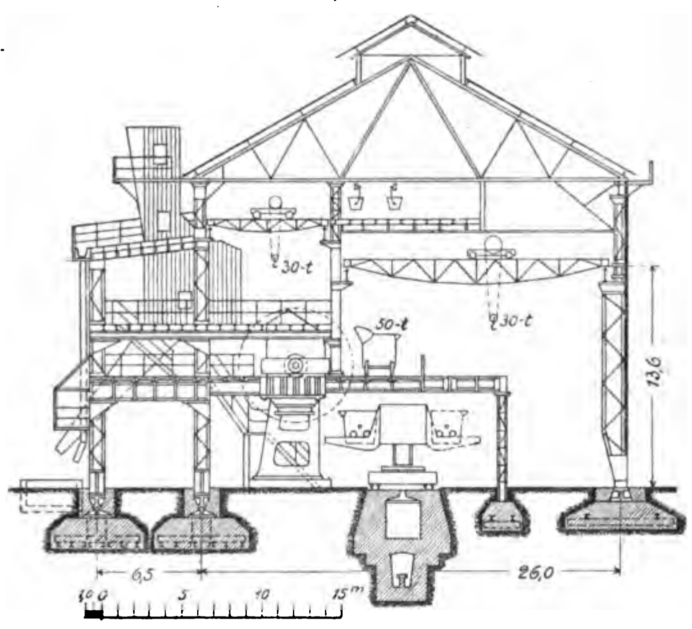


Abb. 56. Schnitt durch das Stahlwerk der Adol -Emil-Hütte in Esch vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 713). Das Stahlwerk besitzt 4 Konverter von je 30 t Einsatz. Die Schrottbühne, auf welcher der Kamin aufgesetzt ist, wird durch einen senkrechten Aufzug, die Kalkbühne rechts darüber durch eine Hängebahn, auf schräger Ebene steigend, bedient. Die letztere befördert auch Ferromangan und Koks zum Warmblasen der Konverter. Das erstere wird in einem Flammofen auf der Kalkbühne angewärmt. Das Spiegeleisen wird in Kupolöfen umgeschmolzen, die auf der Konverterbühne neben den Konvertern stehen und von einem senkrechten Aufzuge bedient werden. Ein elektrischer Ofen für Ferromangan ist auch daselbst aufgestellt.

In den Vereinigten Staaten behielt man den Schwenkkran bei, nur legte man die Konverter höher und führte den Schwenkkran als freistehenden Kran mit großem Ausleger- und Hubmaß aus[1]). Ebenso wurde die Gießgrube beseitigt[2]). Später wurden die fahrbaren Blockformwagen eingeführt[3]), um die unter der Kranpfanne gefüllten Blockformen aus der Konverterhalle zu entfernen und die weiteren Arbeiten ungestört an anderer Stelle vorzunehmen (vgl. unter „Gießen").

[1]) Vgl. unter »Gießen«.
[2]) John Fritz (Beck V, S. 622).
[3]) Sparrow Point, Stahl und Eisen, 1900, S. 357.

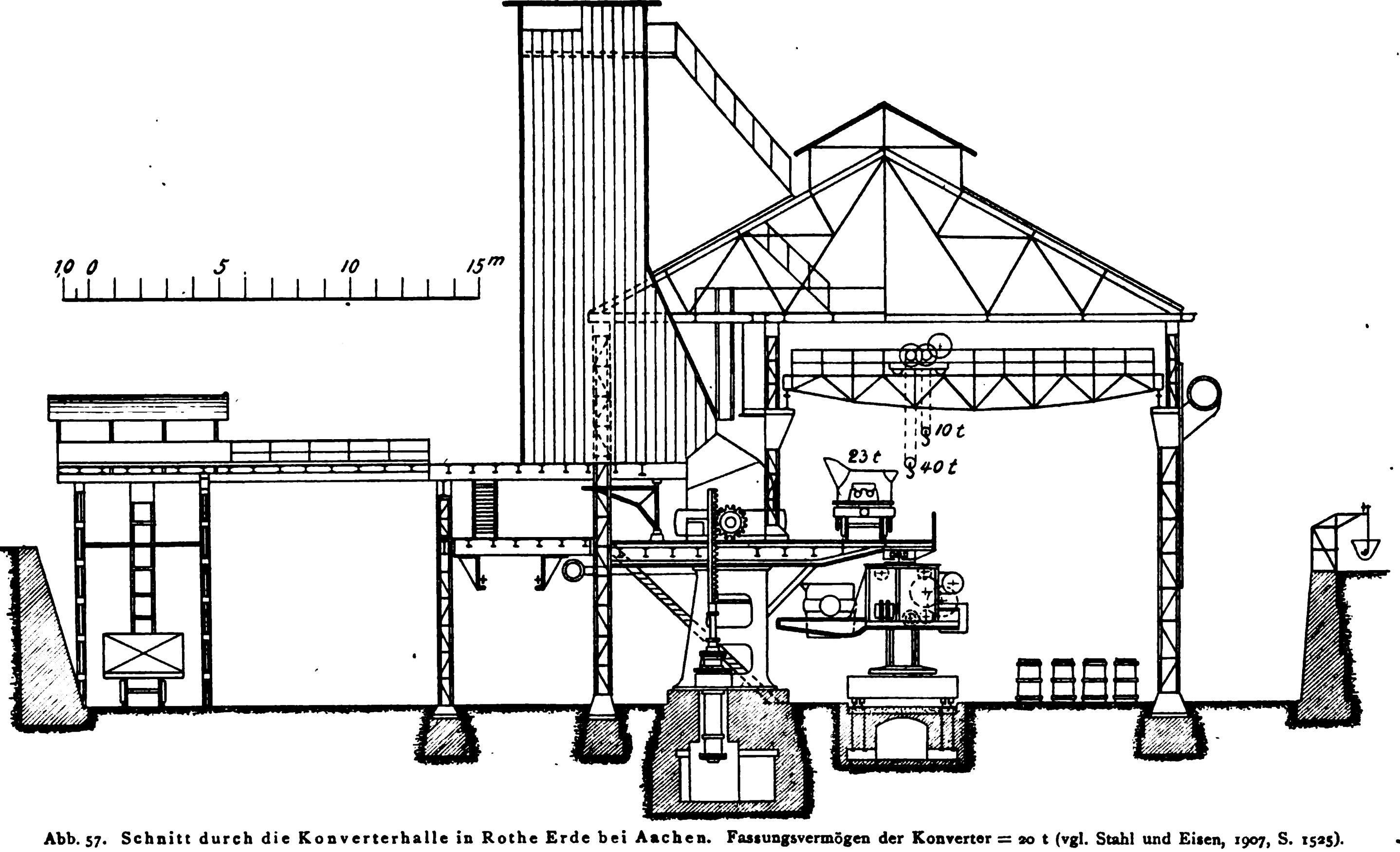


Abb. 57. Schnitt durch die Konverterhalle in Rothe Erde bei Aachen. Fassungsvermögen der Konverter = 20 t (vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1525).

Die großen amerikanischen Erzeugungsmengen sind und werden bei diesem Verfahren geleistet; allerdings muß man bedenken, daß es sich um das saure Bessemerverfahren handelt, bei dem eine viel kürzere Chargendauer und kein Schlackenabgießen besteht, und das Geben der Zusätze einfacher ist.

Der Gießwagen ist neuerdings mit elektrischem Antriebe versehen und fast überall beibehalten; nur wenige Werke haben den Laufkran zum Gießen herangezogen, von dem unten noch die Rede sein wird.

Die Einführung des Roheisens erfolgte bei dem früher üblichen Umschmelzbetriebe durch Rinnen, die am Ausflußende einen Schwenkkrümmer besaßen (Abb. 33 u. 34). Diese Rinnen machten aber die Konverterbühne unübersichtlich und ungangbar. Man ging deshalb hier, ebenso wie bei dem direkten Verfahren zum Roheisenpfannenwagen über, dessen Pfannen unmittelbar in den Konverter auskippen; in den Vereinigten Staaten auch vielfach unter Einschaltung eines fahrbaren Rinnenstücks (Abb. 30).

„Roheisen im Pfannenwagen und Flußeisen im Gießwagen." Dies stellt die einfachste Lösung dar und ist auch die Regel[1]). Nur haftet dem Roheisentransport der Übelstand an, daß er die Arbeiten auf der Konverterbühne stört, und anderseits diese den Weg verlegen können. Auch ist bei großen Pfanneninhalten ein verlustloses Auskippen der Pfanne schwierig, weil sich der Ausgußpunkt beim Drehen der Pfanne verschiebt.

Unter dem Eindruck solcher Erwägungen ist man in einigen Werken zum Roheisentransport mit Hilfe des elektrischen Laufkrans übergegangen. Die Pfannen hängen in dem Ringe eines Plattformwagens, werden senkrecht emporgehoben und entleert, indem der Seilhaken einer Hilfskatze unten am Boden angreift. Diese Maßnahme hat sich gut bewährt.

Man hat infolgedessen auch den Gießwagen durch die Laufkranpfanne ersetzt (es sind nur zwei Werke zu nennen), muß aber dann die Konverterbühne vor den Konvertern mit Klappbrücken ausrüsten, um mit der Pfanne an die Konvertermündung heranfahren zu können. Diese Klappbrücken sind störend und erschweren das Losbrechen der Mündungsbären; anderseits ermöglicht diese Anordnung jede Erzeugungssteigerung, was von Bedeutung sein kann; denn die Leistungsfähigkeit eines Gießwagens ist begrenzt und zwei Gießwagen nebeneinander oder hintereinander würden sich gegenseitig stören (Abb. 59).

Um diesem letzten Einwande gerecht zu werden, hat das Werk Deutscher Kaiser den Gießwagen beibehalten, benutzt ihn aber nur zum Pfannentransport, indem die Pfanne von zwei sich ablösenden Portalgießkranen mit steifem Gehänge übernommen wird. Dabei stehen die Blockformen auf Wagen, die nach amerikanischem Vorbilde hydraulisch

---

[1]) Vgl. z. B. Burbach, Stahl und Eisen, 1908, S. 1641, Friedenshütte, ebenda, 1909, S. 935, Rothe Erde, Aachen und Esch, ebenda, 1907, S. 1527 und 1913, S. 724.

unter den Portalkranen und dann durch Lokomotiven verschoben werden. Mit dieser Anordnung kann man bis zu 3000 t Tagesleistung bewältigen.

Die Anzahl der erforderlichen Konverter.

Sie ist einerseits vom Fassungsvermögen und Ausbringen abhängig, anderseits von der Chargendauer[1]). Letztere gibt die Zeit an, nach deren Verlauf der Konverter wieder eine neue Füllung erhalten kann. Sie ist sehr verschieden, im Allgemeinen aber beim basischen Verfahren doppelt so lang wie beim sauren; um so mehr, als beim basischen Verfahren eine Vorprobe genommen und ausgeschmiedet werden muß. Eher darf das Blasen nicht endgültig abgeschlossen werden, weil sonst die Gefahr des Phosphorbruchs besteht. Auch erfordert das Geben der Zusätze zwecks Desoxydation und Kohlung längere Zeit.

Daher kommt es, daß man in amerikanischen Stahlwerken schon wieder in 12 Minuten den Konverter neu füllen kann, in basischen Stahlwerken aber frühestens nach 30, meist aber erst nach 40 Minuten. Die großen Tagesleistungen der amerikanischen Werke sind also viel leichter zu erreichen wie die unsrigen.

Bei Feststellung der Konverterzahl muß die Zeit berücksichtigt werden, welche die Ausbesserung und Auswechselung der Auskleidung beansprucht. Auch hier sind die sauren Konverter stark im Vorteil, weil diese Arbeiten sich so schnell ausführen lassen, daß vielfach gar kein Reservekonverter besteht, oder nur einer auf drei im Betriebe befindliche kommt. In deutschen Werken rechnet man im Allgemeinen mit 6 oder 4 Konvertern, wenn man 3 oder 2 im Betriebe halten muß, also doppelt soviel, wobei man auch das ziemlich zeitraubende Anwärmen berücksichtigt.

Einige Beispiele sollen dies kennzeichnen:

A. Saure Konverter.

Der Verfasser traf auf einem amerikanischen Werke (Illinois Steel Co.) 3 Konverter an; zwei bliesen zusammen täglich 210 Chargen, also war jeder Konverter nach etwa 14 Minuten wieder verwendungsfähig. Bei einem anderen Werke waren es allerdings 30 Minuten (3 Konverter im Betrieb, 1 in Reserve). Von anderer Seite[2]) sind 12 Minuten genannt. Edgar Thomsonwerk besaß 4 Konverter, davon 3 mit einer Chargendauer von 25 Minuten im Betrieb. Noch ein anderes Werk besaß eine Chargendauer von 17 Minuten.

B. Basische Konverter.

Ein Lothringer Werk besitzt 6 Konverter. Es bläst abwechselnd mit 3 Konvertern, so daß bei einer Blasezeit von 16,5 Minuten jeder Konverter nach $3 \times 16,5 = 50$ Minuten wieder an die Reihe kommt. Die

[1]) Das Wort „Charge“ ist einmal eingebürgert. „Schmelze“ deckt es nicht ganz. Dasselbe gilt von „Hitze“.

[2]) Stahl und Eisen, 1900, S. 357, auch 1894, S. 250.

Gebläsemaschine reicht aus, um auch 2 Konverter gleichzeitig zu bedienen, falls ein nochmaliges Nachblasen erforderlich sein sollte.

Ein niederrheinisches Werk hatte bei einer Blasedauer von 15 Minuten eine Chargendauer von 30 Minuten. Es waren 3 Konverter im Betrieb. Die Gebläsemaschine konnte 2 Konverter, im Notfalle sogar 3 Konverter gleichzeitig betreiben, und außerdem einen Konverter heiß blasen. Die höchste Leistung betrug 6,8 Chargen stündlich; für den Konverter also

$$\frac{6,8}{3} = 2,3 \text{ Chargen.}$$

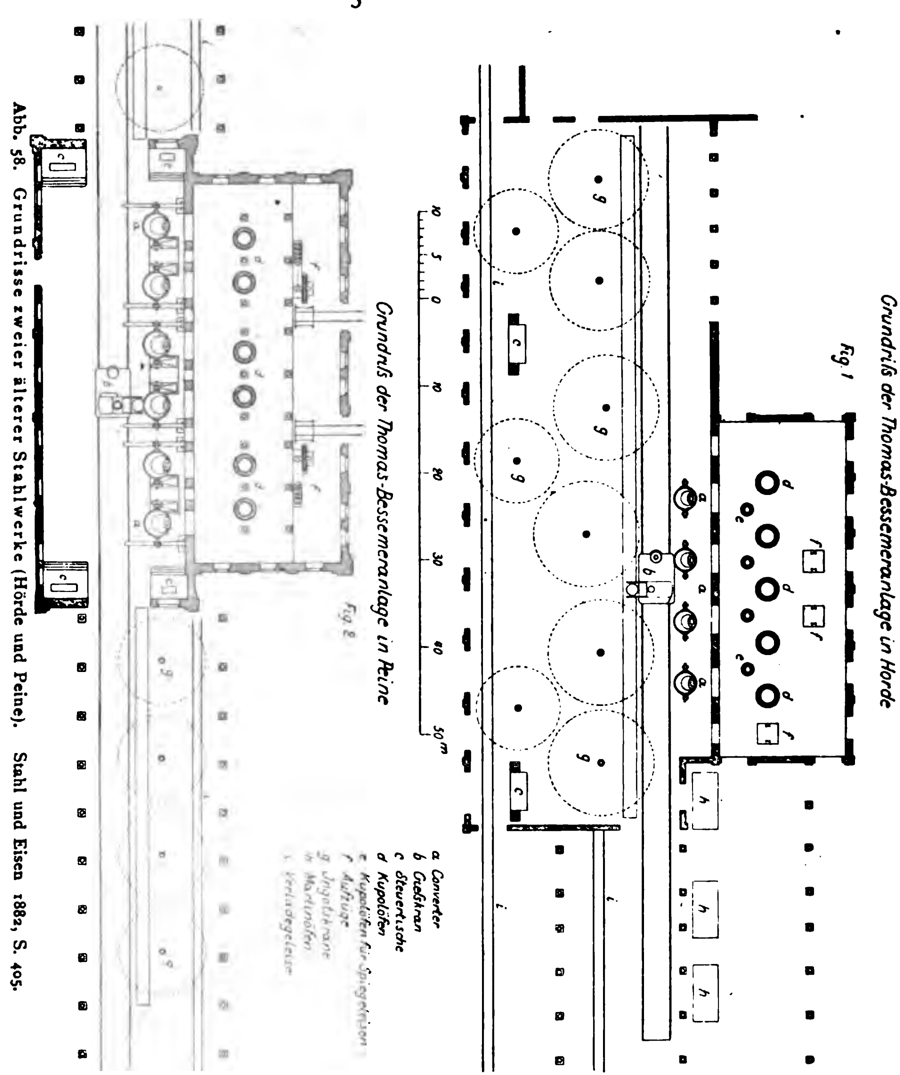


Abb. 58. Grundrisse zweier älterer Stahlwerke (Hörde und Peine). Stahl und Eisen 1882, S. 405.

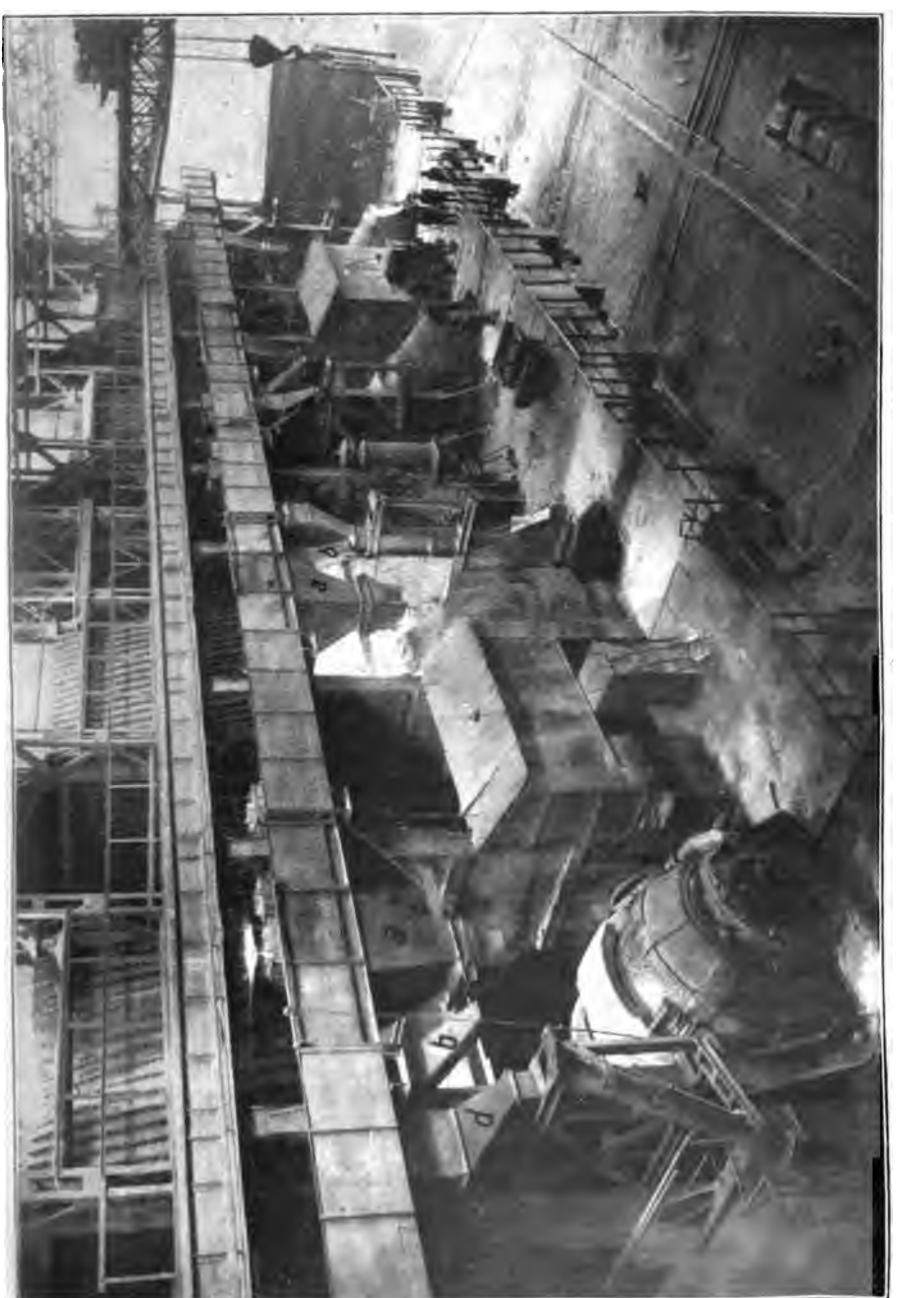


Abb. 59. Konverterbühne eines Saarwerks nach einem von der Jünkerrather Gewerkschaft, welche die Konverter mit Zubehör geliefert hat, zur Verfügung gestellten Lichtbilde. Die Bühnenausschnitte vor den einzelnen Konvertern sind hydraulisch aufklappbar eingerichtet, damit das Eisen mittelst der in den Kranen hängenden Pfannen eingesetzt werden kann. Die Konverter liefern 20 t Schmelzen. Das Ausgiessen erfolgt in Gießwagen. In den auf der Bühne angelegten Schutzhäuschen ist jedesmal die Steuerung von 2 Konvertern untergebracht. Die Kalkzuführung erfolgt durch eine Hängebahn, deren Wagen das Material in die Trichter *a* schütten, aus denen es unmittelbar in die Konverter rutscht. Die Trichter *b* dienen zur Zuführung von Ferromangan, welches mittelst der drehbar angeordneten Rohre *c* eingesetzt wird. Durch die Trichter *d* wird Kalk zum Zusetzen für besondere Chargen herangeschafft. Die Konverterkippvorrichtung wird durch hydraulische Zylinder mit 650 ⌀ und 30 Atm. Betriebsdruck bewerkstelligt.

Nach dem Umbau sind zunächst 4 Converter mit 28—31 t Fassungsvermögen aufgestellt, von denen zwei wechselweise oder auch sich überdeckend blasen. Die Chargendauer beträgt 34 Minuten. Die Blasedauer etwa 16 Minuten.

Ein westfälisches Werk erzielt bei 4 Konvertern, wenn zwei im Betriebe sind, alle 20 Minuten eine Charge; ist nur 1 Konverter im Betriebe, alle 30 Minuten.

Die Tageserzeugung eines Stahlwerks ist auf dieser Grundlage leicht zu berechnen. Sie betrug z. B. bei dem Lothringer Werk 1680 t täglich, bei dem Niederrheinischen Werk vor dem Umbau bis 2300 t täglich. Vom Ausbringen wird weiter unten die Rede sein.

12. Die Windversorgung des Konverters.

Es handelt sich um die in den Konverter eingeführte Windmenge, die Bestimmung der Windzylinderabmessungen, den Winddruck, den Blasquerschnitt d. h. die Summe der Einströmungsöffnungen im Boden, die Kompressionsarbeit, die Antriebsart, die Ventilgestaltung und Kühlung der Gebläsemaschine.

Die in den Konverter eingeführte Windmenge.

Sie läßt sich auf Grund der chemischen Zusammensetzung des Roheisens im Sinne des folgenden Beispiels berechnen. Im Voraus sei bemerkt, daß der Sauerstoffgehalt der Konvertergase mit etwa 0,1—0,2 Vol % vernachlässigt werden kann. Der gesamte Sauerstoff wird also chemisch gebunden. Es muß aber berücksichtigt werden, daß neben den Eisenbegleitern auch Fe oxydiert wird, und zwar läßt sich aus den Schlackenanalysen berechnen, daß 70 % des oxydierten Fe zu FeO; 30 % zu Fe_2O_3 oxydiert werden[1]). Die Menge des gesamten oxydierten Fe folgt aus der Schlackenmenge und ihrem Eisengehalt. Die erstere kann unmittelbar ans den Pgehalten des Eisens und der Schlacke berechnet werden. Z. B. beträgt sie bei 2 % P im Roheisen und 8,0 % in der Schlacke 25 % der Roheisenmenge. Dies ergibt bei 14 % Fe in der Schlacke 3,5 kg oxydiertes Fe für 100 kg Roheisen. Der Kohlenstoff verbrennt teils zu CO, teils zu CO_2. Nach einer Untersuchung von Laval[2]) sind 17,1 % CO neben 4,3 % CO_2 (Gew. %) in den Konvertergasen. Dementsprechend verbrennen 86 % des C zu CO und 14 % zu CO_2.

[1]) Die Analysen geben immer FeO und Fe_2O_3 an. In Wirklichkeit wird es sich nicht um Fe_2O_3, sondern um Fe_3O_4 handeln. Es ist dies hier ohne Belang, weil es nur auf die Menge des Sauerstoffs ankommt.

[2]) Doktorarbeit, Aachen, 1908. Knapp in Halle a. S.

Zahlentafel. Windmengenberechnung für 100 kg Roheisen.

	Im Roh-eisen	Im Flußeisen vor Geben der Zusätze	Demnach entfernt	Gebunden in	Aufgewendete Sauerstoffmenge	
	%	%	%	.	in %	kg
C.	3,5	0,06	3,44	—	—	—
—	—	—	davon 86 % = 2,95	CO	133 vom C	3,93
—	—	—	» 14 » = 0,49	CO_2	267 » C	1,33
Si	0,5	0,00	0,5	SiO_2	114 » Si	0,57
P.	2,0	0,06	1,94	P_2O_5	129 » P	2,52
Mn	1,5	0,20	1,30	MnO	29 » Mn	0,39
Fe	3,5	—	3,50	—	—	—
			davon 70 % = 2,45	FeO	29 » Fe	0,71
			» 30 » = 1,05	Fe_2O_3	43 » Fe	0,45
					Zusammen	9,90 kg

9,9 kg O entsprechen $\frac{9,9 \times 100}{23} \times 0,77 = 33,1$ cbm Luft, gemessen bei 0° und normalem Barometerstande, die für 100 kg Roheisen aufgewendet werden müssen.

Für 1 t Einsatz also 331 cbm.

Die Kompressionswärme.

Bei den geforderten Winddrücken entwickelt sich eine solche Kompressionswärme, daß die Zylinderwände dies auf die Dauer nicht ohne Wasserkühlung aushalten würden.

Die Berechnung ist im Bd. I unter Kompressionswärme gezeigt. Die Temperaturerhöhung beträgt (ohne Verluste)

bei 2 Atm. Überdruck 101°
» 3 » » 134°

Man muß also im Gegensatz zu Hochofengebläsen durch Wasser kühlen, das in die hohle Zylinderwand eingeführt wird.

Die Berechnung der Abmessungen der Gebläsezylinder eines Stahlwerks.

Beispiel: Der Windbedarf möge minutlich 400 cbm, bei 0° und natürlichem Luftdruck gemessen, betragen. Man muß mit einem volumetrischen Nutzeffekt der Gebläsmaschine von 60 % rechnen (siehe S. 117).

Demnach minutlich durchlaufener Kolbenraum $= \frac{100}{60} \cdot 400 = 667$ cbm.

Bei 45 Umdrehungen, einem Hub = dem Zylinderdurchmesser und Zwillingsanordnung hat man:

$$D^2 \cdot \frac{\pi}{4} \cdot D \cdot 45 \cdot 4 = 667$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{667}{45 \cdot 4} \cdot \frac{4}{\pi}} = \sqrt[3]{4,8} = 1,7 \text{ m.}$$

Der Antrieb des Gebläses.

Er geschieht am vorteilhaftesten durch eine unmittelbar an die Kolbenstange angreifende Gichtgasmaschine. Es gilt dasselbe, was in Bd. I über Hochofengasgebläse gesagt ist. Es gibt keine Maschine, die hier mit der Gichtgasmaschine den Wettbewerb aufnehmen kann, weil hier keine Umwandlung in elektrische Energie, wie es bei Walzwerksantrieben geschehen muß, erforderlich ist. Man kann mit dem dreifachen thermischen Wirkungsgrade gegenüber der Dampfmaschine rechnen[1]).

Auch Hoff, der die Leistungen der Gichtgasmaschine sehr kritisch betrachtet, stellte ihr auf diesem Gebiete ein vorzügliches Zeugnis aus.

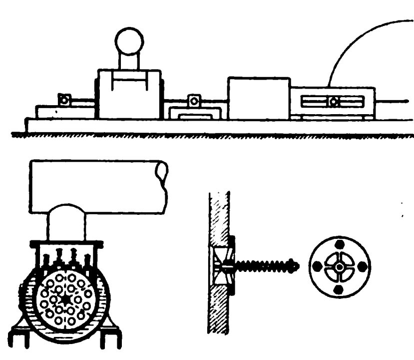


Abb. 60. Schematische Darstellung einer Stahlwerksgebläsemaschine älteren Ursprungs. Bei 27 Umdrehungen ergab sich eine Ansaugeleistung, die für einen Einsatz von 10 t genügte. Darunter Schnitt durch die Druckventile bei herausgenommenem Kolben (man sieht die Saugventile im Zylinderdeckel und rechts im Schnitt).

Durch die Regelung des Ansaugevolumens bei zweckentsprechender Einstellung des schädlichen Raumes[2]) und durch Anordnung von Umlaufhähnen gelingt es auch, die nötige Anpassungsfähigkeit der Gebläsemaschine herzustellen. Bei schwachem Blasen wirkt die Umlaufleitung d. h. die Verbindung von Saugraum mit Druckraum. Beim Anlassen der Gasmaschine wird Preßluft verwandt. Die Regelung der Umlaufszahlen erfolgt durch Beeinflussung des Gas- oder Gemischzuflusses.

Allerdings sind sehr viele Stahlwerke noch mit Dampfgebläsen ausgerüstet, die zum Teil mit hohem Admissionsdruck (10 Atm.), Heißdampf und ausnahmslos mit Kondensation arbeiten. Bei Dampfgebläsen hat man vorwiegend liegende Anordnung[3]), bei Gasgebläsen trifft dies immer zu. Schleudergebläse sind mehrfach empfohlen[4]) als Turbogebläse und elektrisch angetriebene Gebläse. Die Idee ist noch nicht verwirklicht, abgesehen von einem Stahlwerk in Frankreich[5]). Das Turbogebläse in Rothe Erde dient nur dem Kupolofenbetriebe. Schleudergebläse haben einen Nutzeffekt, der mit wachsendem Winddruck fällt.

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 906.

[2]) In Peine wird die Steuerung dieser Organe durch Druckwasser bewirkt. Stahl und Eisen, 1909, S. 1052.

[3]) In Amerika wird wohl heute noch dies nicht der Fall sein. Der Verfasser fand dort 1905 fast ausschließlich stehende Dampfgebläse.

[4]) Vergl. Stahl und Eisen, 1909, S. 493. Turbogebläse im Vergleich mit einem Dampfkolbengebläse.

[5]) Stahl und Eisen, 1909, S. 2023.

Gegenüber einem Gichtgasgebläse ist der Wettbewerb aussichtslos. Sonst spricht ja der Umstand für ein Turbogebläse, daß es jeder veränderlichen Leistung, wie sie im Stahlwerksbetriebe besteht, ohne Verlust angepaßt werden kann.

In Peine hätte man bei dem Neubau den aus Ilsede herangeführten Strom zum Antrieb eines Schleudergebläses benutzen können. Man hat es aber vorgezogen, ein Kolbengebläse durch einen Elektromotor zu betreiben[1]). Der Fall in Peine ist typisch. Er gilt für alle Stahlwerke,



Abb. 61. Stahlwerksgasgebläse (Zwillings-Tandemanordnung), gebaut von der Maschinenfabrik Thyssen.

die so weit von den Hochöfen entfernt sind, daß eine Gichtgasleitung anzulegen unmöglich ist.

Die Gestaltung der Ventile.

Es gilt das für Hochofengebläse Gesagte in noch mehr ausgeprägter Form. Also große Ein- und Ausströmquerschnitte, geringes Hubgewicht und schneller Ventilschluß, unterstützt durch Federwirkung. Die Strömungsgeschwindigkeit der Ansaugeluft betrug bei einem älteren Dampfgebläse 12,1 m, die der Druckluft 26,5 m. Der Leser sei auf die Ausführungen in Bd. I und auch auf die Abb. 63 verwiesen.

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1049. Nutzeffekt des gesamten Gebläses = 87 %. Dabei entfallen auf den Motor 5,6 %, auf das eigentliche Gebläse 8 % Verlust.

Der Arbeitsbedarf der Gebläsemaschine (Abb. 62).

Er wird im Sinne der Darstellung in Bd. I berechnet. Um einen Überschlag zu ermöglichen, sind in der Zahlentafel hierunter einige Angaben gemacht.

Zahlentafel. Stahlwerksgebläse[1]).

	Zahl der Windzylinder	Windzylinder Durchmesser	Hub	Umdrehungen in 1 Minute	Minutliche Ansaugeleistung	Arbeitsleistung der Dampf- oder Gasmaschine	Art des Antriebes	Winddruck
		m/m	m/m		cbm	PS e		Atm.
1	2	1 800	1 700	30—60	500— 800	1 800—3 600	Dampf	bis 2,5
2	2	1 700	1 700	56—72	800—1 094	2 140	»	» 2,0
3	2	1 500	1 500	40—80	400— 800	2 000	Elektrisch	» 2,0
4	2	2 000	1 800	50—60	1 100—1 300	—	Dampf	» 2,5
5	2	2 000	1 800	50—60	1 100—1 300	—	»	» 2,5
6	2	1 650	1 700	42—63	600— 900	1 900-3 500 Psi	»	» 2,5
7	2	1 800	1 500	60	900	—	»	—
8	2	1 200	1 300	50—75	470	1 810 Psi	Gichtgas	—
9	2	1 900	1 400	normal 90	1 150	—	Gichtgas	2,5—3,0

Nr. 1. Nach Hütte für Eisenhüttenleute.

Nr. 2 und 3. Dampfgebläse und elektrisch betriebenes Kolbengebläse in Peine (Siegener Maschinenfabrik). Stahl und Eisen, 1909, S. 1049.

Nr. 4. Gebläse von Erhardt und Sehmer, für die Dortmunder Union gebaut. Stahl und Eisen, 1907, S. 933.

Nr. 5. Gebläse von Wetter a. d. Ruhr für den Aachener Hüttenverein gebaut. Stahl und Eisen, 1907, S. 523.

Nr. 6. Gebläse in Burbach (Ehrhardt und S.). Stahl und Eisen, 1908, S. 1670.

Nr. 7. Ebenso von Bayenthal gebaut, siehe ebendaselbst.

Nr. 8. Gichtgasgebläse für Haspe von der Siegener Maschinenfabrik gebaut. Stahl und Eisen. 1909, S. 1857 (Schmerse).

Nr. 9. Gichtgasgebläse von Thyssen, für »Deutscher Kaiser« gebaut (Zwillingstandem). Stahl und Eisen, 1911, S. 906.

Die von den Gebläsezylindern aufzunehmende Windmenge und die Windleitung.

Man soll die letztere nicht zu eng bemessen und darauf bedacht sein, daß sie auch der doppelten Leistung genügt, weil es sehr leicht vorkommen kann, daß statt eines zwei Konverter gleichzeitig geblasen werden, und auch nebenher das Warmblasen von Konvertern vorgenommen werden muß.

Beträgt z. B. der Einsatz 15 t und die Blasedauer 15 Minuten, so werden 331 cbm Wind in der Minute in den Konverter eingeführt.

[1]) Vgl. auch die nach Baujahren geordnete Tafel von Hermanns. Z. d. V. d. Ingenieure 1920, S. 53 und 754.



Ist die chemische Zusammensetzung eine solche, daß mehr Sauerstoff für 100 kg Roheisen aufgewendet werden muss, so ist auch die Blasedauer länger.

Die aufzunehmende Windmenge muß viel größer eingestellt werden, um dem schädlichen Raum, den Undichtigkeiten und dem Umstande Rechnung zu tragen, daß die Gebläsemaschine auch bei niedrigem Barometerstande, hoher Außentemperatur und hoher Luftfeuchtigkeit genügende Leistung haben muß.

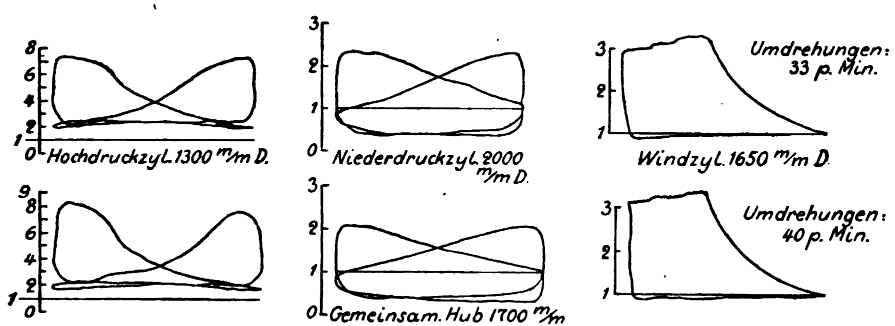


Abb. 62. Dampf- und Winddiagramme eines Stahlwerksgebläses (Verbundzwilling) in Kneuttingen. Umdrehungszahlen 36—50 (524—728 Rmtr.). Beide Zylinder zeigten bei 38 Umdrehungen (Dampfdruck pi = 1,93 kg und 1,17 kg) 718 + 1045 = 1763 PSi, d. i. 3,19 PSi für 1 Rmtr. bei 2,1 Atm. Windpressung an. Nach Stahl und Eisen, 1905, S. 1287, aus der Feder des Verfassers.

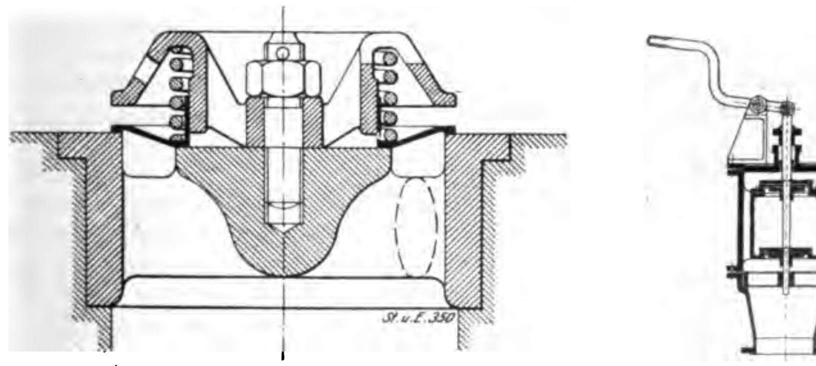


Abb. 63. Doppelsitzventil für ein Stahlwerksgebläse, das von der Siegener Maschinenfabrik für das Stahlwerk Peine geliefert wurde (Stahl und Eisen, 1909, S. 1050).

Abb. 64. Doppelsitz-Windeinlaßventil für einen Konverter.

Es sei hier auf Bd. I (Gebläsemaschinen. Volumetrischer Wirkungsgrad) verwiesen und diese Ausführungen nur durch den Hinweis ergänzt, daß Undichtigkeiten und schädlicher Raum hier einen viel größeren Einfluß ausüben, weil der Winddruck viel größer als bei Hochofengebläsen ist (meist 2—2,5 kgqcm, d. i etwa 4 mal so viel wie bei großen Hochöfen).

Eine Undichtigkeit wirkt bei 2,0 Atm. und bei 0,5 Atm. im Verhältnis der Wurzeln, also doppelt so große Verluste gebend ein.

Ein **schädlicher Raum** von 5 % bedingt auf Grund rein mathematischer Betrachtung bei 0,5 Atm. 2 % Verlust, bei 2,9 Atm. aber 9 % Verlust. Berücksichtigt man die Widerstände beim Einfließen der Luft und den Umstand, daß bei solchen Gebläsen der schädliche Raum meist größer sein wird (z. B. 6,2 %), so wird, da man bei einem Hochofengebläse mit einem **volumetrischen Nutzeffekt** von 70 % rechnet, beim Stahlwerksgebläse der Wert von 60 % eher etwas zu hoch als zu niedrig bemessen sein.

Wir erhalten dann, wenn nur 1 Konverter gleichzeitig betrieben werden soll

$$331 \times \frac{100}{60} = 552 \text{ cbm.}$$

Soll gleichzeitig noch ein **Konverter warm geblasen** werden, so erhöht sich diese Zahl um etwa 10 %, also auf 602 cbm. Sollen gleichzeitig 2 Konverter betrieben werden, so genügen 1 200—1 300 cbm. Daneben kann dann in den Zwischenpausen und bei ermäßigtem Winddruck noch Wind abgegeben werden, um andere Konverter warm zu blasen.

Es haben sich 2 Typen herausgebildet, für etwa 500—800 cbm und anderseits für 1 100—1 300 cbm minutlicher Ansaugeleistung. Der erstere gilt, wenn nur 1 Konverter von etwa 15—17 t bedient werden soll, der letztere wenn 2 solcher Konverter im Betriebe sind.

Immer ist es schon in Rücksicht auf das gleichzeitige Warmblasen von Konvertern nötig, auf eine Reserve bedacht zu sein. Es geschieht dies am besten, wenn die in obiger Weise berechnete Leistung als normale angefordert wird. Die Höchstleistung schließt dann die Reserve ein.

In **Peine** genügte z. B. ein Gebläse von 800 cbm Ansaugeleistung, um 1 Konverter bis zu 20 t Einsatz zu betreiben und nebenher 1—2 Konverter warm zu blasen.

In **Deutscher Kaiser** sollen 2 Gasgebläse von je 1 200 cbm Ansaugeleistung 2 Konverter von je 31 t bedienen und nebenher noch 2 Konverter warm blasen. Für kurze Zeit können auch 3 Konverter gleichzeitig im Betriebe gehalten werden, wenn die Zeitpunkte richtig gewählt werden.

Die für Hochofenkaltwindleitungen nach von **Hauer** (vgl. Bd. I) geltende Normalgeschwindigkeit von 10—15 m wird allerdings vielfach überschritten, auch in der Hauptwindleitung; z. B. sind es in Burbach etwa 19 m, in den Anschlußstützen sogar 75 m, in einen anderen Falle (300 m lange Leitung) 26 m[1]. Warum hier mit so hohen Windgeschwindigkeiten beim Entwurfe gerechnet ist, konnte der Verfasser nicht erfahren.

Das **Abfangen des niedergeschlagenen Wassers** darf nicht übersehen werden. Rohrerweiterungen, namentlich an Knickstellen,

[1]) Bei diesen Werten ist die sekundliche Windmenge auf nur einen Konverter bezogen und bei 0° und natürlichem Luftdruck betrachtet.

vielleicht auch Prellkörper aus durchlochten Blech tun hier gute Dienste. Die Wassermengen dürfen nicht unterschätzt werden. Es sei hier die folgende Betrachtung eingeschaltet:

Drei cbm Luft von 20° seien mit Feuchtigkeit gesättigt. Sie enthalten dann $3 \times 17 = 51$ g Wasserdampf. Komprimiert man auf 1 cbm, um einen Überdruck von etwa 2 Atm. zu erzielen, so werden $2 \times 17 = 34$ g Wasser ausgeschieden, weil 1 cbm Luft, gleichgültig, ob sie sich im natürlichen oder gespannten Zustande befindet, nur 17 g Wasserdampf enthalten kann, sofern die Temperatur dieselbe bleibt. War die Luft in diesem Falle zu $^3/_4$ gesättigt, so sind es 19 gr ausgeschiedenes Wasser. Allerdings trifft dies Ergebnis nur dann zu, wenn die Windströmung längere Zeit unterbrochen wird, und die mit gepreßtem Winde gefüllte Leitung Gelegenheit hat sich bis auf die Tagestemperatur abzukühlen und die Kompressionswärme abzugeben. Aber dieser Fall tritt bei Reparaturen und Sonntagsstillständen ein. Es können dann unter Umständen 150 Liter Wasser für 1 Charge sein [1]).

Solche Wassermengen sind sowohl dem Konvertervorgang, wie auch der Haltbarkeit des Dolomitfutters sehr nachteilig.

Windtrocknung und Winderhitzung. (Näheres siehe S. 212.)

Erstere ist im Sinne Gayleys (vgl. Band I) auf einem amerikanischen Stahlwerk [2]) versucht, aber aus unbekannten Gründen aufgegeben. Angeblich war das Dämpfen der übermäßigen Hitze durch Schrott zu umständlich. Es wird aber berichtet, daß die erzeugten Schienen so gut gewesen sein, wie nie zuvor.

Es ist zu bedauern, daß in Deutschland niemals ein ernstlicher Versuch gemacht ist. Eine Windtrocknungsanlage für ein Stahlwerk von 1000 t Tageserzeugung kostet nicht mehr wie eine solche für einen Hochofen von 100 t Tageserzeugung. Die Ausschaltung des Wasserdampfes zieht die Ausschaltung des Wasserstoffes nach sich, und dies ist möglicherweise von sehr großer Bedeutung für die Qualität des Stahls.

Winderhitzung ist in Zeltweg in Steiermark versucht, aber wegen schlechter Bodenhaltbarkeit wieder verlassen.

Es würden auch nur steinerne Winderhitzer in Frage kommen, deren Betrieb wegen des Umschaltens nicht leicht sein würde.

Der Blasquerschnitt.

Auf diesen kommt viel an. S. 59 ist erwähnt, daß Bessemer solange Mißerfolge hatte bis Göransson einen größeren Blasquerschnitt anwandte. Bei diesen Versuchen in Edske wurden statt 11 qcm 42 qcm

---

[1]) 330 cbm Luft für 1 t, ergibt $24 \times 330 = 7920$ cbm für 1 Charge (24 t) und $19 \times 7920 = 150000$ gr = 150 kg Wasser.

[2]) Stahl und Eisen. 1916, S. 826.

gegeben; infolgedessen sank der Winddruck von etwa 2,5 Atm. auf 0,5 Atm. (Es handelte sich um seitliche Windzuführung, Abb. 26).

Was war hier geschehen? Bessemers Blasquerschnitt war so klein gewesen, daß der Reibungswiderstand den Zufluß einer genügenden Windmenge verhinderte. Die Schmelze verlief zu langsam. Der Konverter fror ein. Göransson hatte diesen Übelstand beseitigt. Hätte er bei vertikalen Düsen einen noch größeren Blasquerschnitt angewandt, so wäre es vielleicht so gekommen, wie es Brauns[1]) aus der ersten Zeit der Bessemerei in Deutschland berichtet. Die Düsen brannten zuweilen aus, und die Gebläsemaschine konnte dann nicht verhindern, daß das flüssige Eisen nach unten in den Windkasten strömte.

Man muß auch berücksichtigen, daß nur die über eine bestimmte Grenze hinausgehenden Windgeschwindigkeiten zu so großen Reibungswiderständen führen. Dies wissen die Konstrukteure der Gebläsemaschinen und gehen deshalb nicht über eine bestimmte Strömungsgeschwindigkeit in den Ventilen hinaus.

Wo hier der günstigste Zahlenwert liegt, wird kaum rechnerisch ermittelt werden können. Eine Zusammenstellung von Blasquerschnitten, wie sie im Laufe der letzten 30 Jahre zur Anwendung gekommen sind, zeigt, daß durchschnittlich 60 qcm Blasquerschnitt für 1 qm Konverterfläche (Kreisfläche des lichten Durchmessers, die ungefähr dasselbe wie Bodenfläche bedeutet) angewandt sind[2]). Gerade bei größeren Fassungsvermögen hat man aber in der Neuzeit niedrigere Werte. Man kann daraus schließen, daß etwa 50 qcm genügen und wahrscheinlich auch das Richtige sind.

Für 1 t Fassungsvermögen bewegen sich die Werte von 9 bis zu 25 qcm; im Durchschnitt etwa 17 qcm.

Ganz ähnliche Werte sind bei sauren Konvertern gefunden. Howe nennt für amerikanische Konverter 12,9—25,8 qcm für 1 t[3]); auf dem Edgar Thomsonwerk[4]) hatte man 18 qcm für 1 t und 50 qcm für 1 qm Konverterfläche. Nur für schwedische Konverter sind höhere Werte genannt (30—50 qcm für 1 t)[5]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2036.

[2]) Bei 10—11 t Fassungsvermögen 62 qcm

15 »	»	67 »
20 »	»	47 »
20 »	»	52 »
24 »	»	76 »
24 »	»	63 »
25 »	»	51 »
	Im Durchschnitt	60 qcm

Diese Zahlen sind nach Angaben berechnet, die Gillhausen, Stahl und Eisen, 1910, S. 325, zusammengestellt hat.

[3]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1036.

[4]) Stahl und Eisen, 1894, S. 250.

[5]) Stahl und Eisen, 1893, S. 920.

Daß ein Unterschreiten des obengenannten Wertes von 50 qcm für 1 qm lichte Konverterfläche nachteilig ist, beweist außer dem Mißerfolg Bessemers auch die Tatsache, daß die Charge sogleich langsamer verläuft, wenn einige Löcher zugestopft sind, weil der Boden an dieser Stelle schadhaft geworden ist.

Zahlentafel, Lochzahl und Lochdurchmesser.

Baujahr	1875	1894	1904	1907
Fassungsvermögen t	10	15,5	20	24
Lichter Konverterdurchmesser m	1,6	2,4	2,5	2,6
Lochzahl	82	129	192	250
Lochdurchmesser mm	13	17	13	13
Blasquerschnitt für 1 t Einsatz qcm	11	18,9	12,7	13,8

Der Lochdurchmesser.

Man findet einen solchen von 13—18 mm. Düsenböden (siehe weiter unten) gruppieren in den Düsen z. B. 10 Löcher von 12,7 mm (1/2") oder noch kleinerem Durchmesser. Die Zahl der Löcher folgt unmittelbar aus dem Blasquerschnitt und ihrem Durchmesser. Sie kann bei großem Fassungsvermögen bis auf 250 steigen (vgl. Abb. 76)[1].

Der Lochdurchmesser spielt oft eine große Rolle im Meinungsaustausch, und man hört verschiedene Ansichten. Wahrscheinlich ist es richtig, ihn so klein wie möglich zu wählen, um sicher zu sein, daß der Wind gleichmäßig im Roheisenbade verteilt wird, und nicht ein Teil ungenutzt durchströmt. Der Sauerstoff muß vollständig aufgebraucht werden. Geschieht dies nicht, so macht sich ein starkes Aufwallen geltend, das zu starkem Auswurf führt. So ist es auch zu erklären, daß ein kleiner Lochdurchmesser und eine große Lochzahl gerade dann empfohlen wird, wenn der Konverterinhalt zu klein gewählt ist. Andernfalls gibt es viel Auswurf[2]).

Der Winddruck.

Er bewegt sich (abgesehen von der Kleinbessemerei) in den Grenzen von 1,2—2,5 kg/qcm, meist 1,4—1,8 kg. Ähnliche Werte nennt auch Howe[3]) für amerikanische Konverter (1,41—1,76 kg/qcm). Man darf aber nicht gleichartige Werte erwarten. Einmal ändert sich die Badhöhe in dem Maße, wie das Konverterfutter abgenutzt wird, und anderseits kommt es auf Temperatur und Roheisenzusammensetzung an. Sind diese normal, so kann man, ohne große Auswurfverluste befürchten zu müssen

[1]) Vgl. die von Gillhausen gebrachte Zahlentafel, Stahl und Eisen, 1910, S. 324.
[2]) Stahl und Eisen, 1905, S. 397.
[3]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1025.

mit hohem Winddruck blasen, im anderen Falle muß man die Umdrehungszahl geringer gestalten. Meist fängt man mit niedrigem Druck an und vergrößert ihn dann. Abb. 64a stellt ein Blaseschaubild in Peine dar. Es ist dort »Langsam« (43 Umdrehungen), »Kräftig« (66 Umdrehungen) und »Warmblasen« (42 Umdrehungen) unterschieden (1,4, 1,8 und 0,4 Atm.[1]).

Es besteht die interessante Tatsache, daß das Fassungsvermögen garnicht oder fast garnicht den Winddruck beeinflußt. Konverter von 10 t oder 30 t zeigen ziemlich übereinstimmende Winddruckwerte. Es hängt dies damit zusammen, daß die Badtiefe ziemlich gleich ist und von dem Blasquerschnitt für 1 qm Fläche dasselbe gilt.

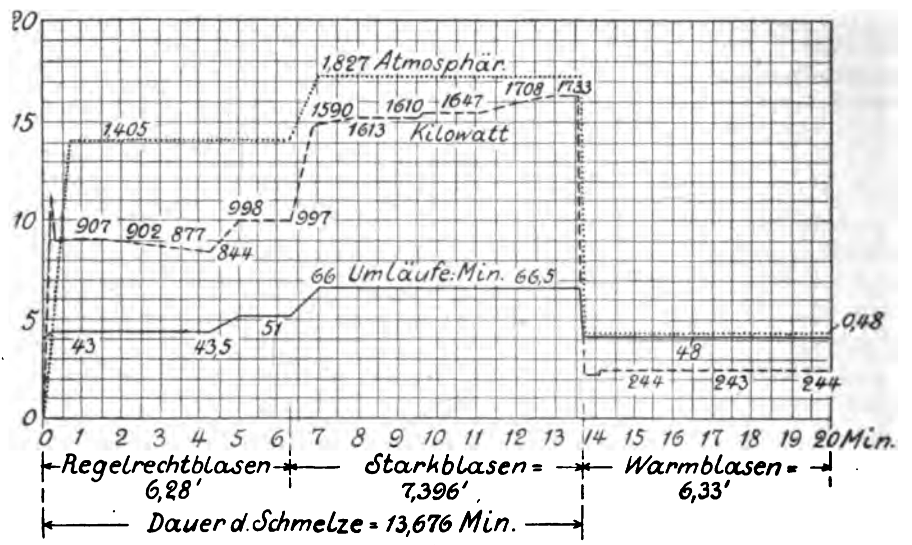


Abb. 64a. Schaubild des Winddrucks, der Umdrehungszahlen und des Kilowattaufwandes, am Gebläse in Peine aufgenommen (Stahl und Eisen, 1909, S. 1054). Einsatzmenge des Konverters = etwa 20 t.

Man kann die Winddruckhöhe in drei Teile zerlegen. Ein Teil findet als Stützdruck Verwendung d. h. er muß der Eisensäule Gleichgewicht bieten, damit das flüssige Eisen nicht in den Windkasten fließt. Bei einer Badtiefe von 0,7 m ergeben sich $0{,}7 \times 7 = 4{,}9$ m Wassersäule = 0,49 kg/qcm.

Ein zweiter Teil findet Verwendung um die Reibungswiderstände innerhalb des Bodens, der Windleitung und des Ventils zu überwinden. Man wird diesen Druck auf etwa 0,2 kg/qcm veranschlagen müssen[2]).

[1]) Eine andere Notiz findet sich, Stahl und Eisen, 1909, S. 1857. Um gleichzeitig eine Charge zu blasen und einen anderen Konverter heiß zu blasen, genügte eine Vermehrung der Umdrehungszahl um 10%.

[2]) In Peine braucht man zum Warmblasen 0,4 Atm. Davon ist die Hälfte auf den Widerstand des Koks im Konverter in Ansatz gebracht, die andere Hälfte auf den Reibungswiderstand der Düsen usw.



Der Restdruck, also etwa 0,9 kg/qcm wird dazu verwandt, um die Reibungswiderstände innerhalb des Roheisenkörpers zu überwinden. Der Wind muß mit genügender Geschwindigkeit eindringen; und zwar gleichmäßig auf die ganze Bodenfläche verteilt und doch nicht mit so hoher Geschwindigkeit, daß wesentliche Mengen ungenutzten Sauerstoffs entweichen. Geschieht dies letztere, so zeigt es sich durch Unruhe im Bade und starken Auswurf an. Dies führt dazu, den Winddruck zu ermäßigen.

Will man den Winddruck im Konverter über normales Maß steigern, so muß man unverhältnismäßig hohe Arbeitsmengen in den Gebläsezylindern anwenden.

Hier soll im Sinne einer rein theoretischen Betrachtung gesagt werden, daß sich genau wie es der Verfasser beim Hochofen getan hat die Formel für den Winddruck ableiten läßt, der zur Überwindung der Reibungswiderstände innerhalb des Roheisens dient:

Das Ergebnis soll hier vorangestellt werden:

$$h = \frac{Q^2 \cdot m}{J^2} = \left(\frac{Q}{J}\right)^2 \cdot m, \text{ wobei}$$

h = Winddruck in kg/qcm
Q = Sekundlich eingeführte Windmenge in cbm, bei 0° und normalem Luftdruck gemessen
J = Inhalt des flüssigen Roheisenkörpers in cbm
m = Berichtigungsfaktor = 0,19.

Die Herführung der Formel geschieht in folgender Weise:

Man denke sich die Quecksilbersäule in eine Luftsäule umgerechnet. Fließt die Luft aus dieser in einen luftleeren Raum aus, so gilt $v = \sqrt{2gh}$.

Ist F der Ausströmungsquerschnitt in qm, so ist

$$Q = F \cdot \sqrt{2gh}; \text{ daraus } h = \frac{Q^2}{F^2 \cdot 2g}.$$

Man denke sich den Roheisenkörper durch einen Kasten mit feinstem Jagdflintenschrot oder durch eine Anzahl von durchlochten Scheidewänden ersetzt, die in regelmäßigem Abstande in den Konverter eingespannt sind und denselben Widerstand wie das Roheisen ergeben. Die Summe der Löcher wird durch das Produkt aus Zahl und Flächengröße der Scheidewände dargestellt. Dieses Produkt ist J. Daher F = J; $h = \frac{Q^2}{J^2} \cdot \frac{1}{2g}$, und bei einem Korrekturfaktor m, unter Einbeziehung von $\frac{1}{2g}$; $h = \left(\frac{Q}{J}\right)^2 \cdot m$.

Beispiel:

Konverterinhalt = 21,6 t. Q = 7 cbm (bei 17 Minuten Blasedauer). 1 cbm flüßiges Roheisen wiegt 7 t. Badtiefe = 0,65 m.

$$J = \frac{21,6}{7} = 3,09 \text{ cbm}$$

h_1 = Winddruck zur Überwindung des Roheisenwiderstandes $= \left(\frac{7}{3,09}\right)^2 \cdot 0,19$ . . . . = rund 1,00 kg/qcm

h_2 = Gegendruck gegen die Roheisensäule = $0,65 \times 7$ = 0,455 »

h_3 = Druck zur Überwindung der Reibungswiderstände der Blaselöcher . . . . = 0,200 »

Zusammen 1,655 kg/qcm,

was mit der Wirklichkeit übereinstimmen dürfte.

Da der Wert $\frac{Q}{J}$ d. h. das Verhältnis der Windmenge zur Roheisenmenge überall ziemlich gleich ist, so ist auch der Winddruck ziemlich überall gleich, trotzdem das Fassungsvermögen sehr verschieden ist.

Die Formel gilt nur für normale Fälle. Wird die Windmenge zu klein oder zu groß eingestellt, so werden sich (wahrscheinlich in allen beiden Fällen) außerordentlich hohe Winddrücke ergeben. Dasselbe wird auch der Fall sein, wenn die Zahl der Blaslöcher zu klein oder diese ungleich verteilt sind. Vorbedingung ist also eine große Zahl kleiner Löcher, wie sie überall bei Neubauten angewendet sind.

13. Die Auskleidung des Konverters.

Die Auskleidung des sauren Konverters.

Sie hat im Gegensatz zu der Basischen Auskleidung niemals Schwierigkeiten bereitet. Sie wird in sehr verschiedener Weise ausgeführt, ohne daß man sagen kann, was das Beste ist. Bessemer wandte eine Stampfmasse aus Sheffielder Ganister an. Stead[1]) berichtet, daß Durhamer Ganister zu tonerdearm sei und einen Zusatz von 8 % Ton erfahren müsse. Holley[2]) nennt Pennsylvanischen Glimmerschiefer, der auch roh vermauert wurde, unter Verwendung eines Mörtels aus dem Mahlgut der Abfälle. An anderer Stelle wird belgischer Puddingstein, Quarzit und Hornstein genannt[3]), auch ein Gemenge von Quarzsand und Tonmehl.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1883, S. 260 (auch Analysen). Ganister ist ein kieseliges Gestein mit etwa 85—97 % SiO_2, 1,5—8 % Al_2O_3, Rest Flußmittel.

[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 54.

[3]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2036.

Eine Regel für die chemische Zusammensetzung läßt sich nicht geben. Es geht hier ebenso wie bei der Kupolofen- und Pfannenauskleidung, wo auch die physikalische Beschaffenheit eine sehr große Rolle spielt. Man wird aber ziemlich das Richtige treffen, wenn man für Stampfmasse einen tonigen Sand z. B. Pfälzer oder Westerwälder Klebsand anfordert.

Der Boden wird beim sauren Konverter immer als Düsenboden ausgebildet; die Düsen aus Schamotte (vgl. Abb. 66). Der Losboden ist im Sinne der Abb. 65 in anderer Weise wie beim Basischen Konverter abgetrennt. Er wird entweder gestampft oder gemauert und dann in Trockenkammern getrocknet. Sein Auswechseln erfordert nur wenige

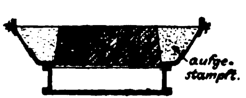


Abb. 65. Saurer Düsenboden (Fernenboden) (Gutehoffnungshütte in den achtziger Jahren). Die Düsen bestehen aus Schamotte. Die Stampfmasse aus einem Gemisch von 6 Teilen belgischen Puddingstein, 4 Teilen Sand und 3 Teilen Ton. Die durchgearbeitete Masse ist plastisch und wird in Würfelstücken zwischen die Fernen geschleudert. Es werden auch Steinbrocken dabei hineingedrückt (Reiseskizze).

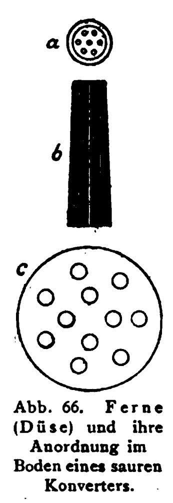


Abb. 66. Ferne (Düse) und ihre Anordnung im Boden eines sauren Konverters.

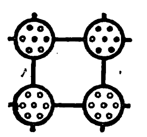


Abb. 67. Kleeblattsteine zwischen 4 Düsen, zum Aufmauern des sauren Konverterbodens. Aus dem Skizzenbuche des Verfassers (Vereinigte Staaten).

Minuten. Die Herstellung des Wandfutters bedingt eine Abtrennung der Haube vom zylindrischen Teil. Man nimmt die Haube ab und hebt dann den ganzen Konverter aus seinem Ringe, um die Teile getrennt voneinander aufzumauern oder aufzustampfen und in Trockenkammern zu trocknen. Es besteht also auch hier ein Unterschied gegenüber dem Basischen Verfahren, wo eine Zerlegung und eine Entfernung des Konverters aus dem Ringe unmöglich ist.

Die Haltbarkeitsziffern sind für die Böden kleiner wie beim Basischen Verfahren, aber für die Wandauskleidung unvergleichlich größer.

Holley[1]) nennt 12—14 Chargen für die Böden und bis 8000 Chargen für die Auskleidung. Howe[2]) kennzeichnet die Auskleidung amerikanischer Konverter wie folgt: Das Futter wird in einigen Werken nur einmal im Jahre ausgewechselt, sonst immer nur an Sonntagen ausgebessert.

[1]) Stahl und Eisen, 1882, S. 54.
[2]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1025.

Man stampft das Futter auf, benutzt aber in Pennsylvanien auch rohbehauene Steine aus Glimmerschiefer, die mit einem noch handsteifen Mörtel (der sich in der Hand ballen läßt) vermauert werden. Ebenso hat man auch gestampfte und gemauerte Böden, die ersteren haben aufrecht gestellte durch den ganzen Boden hindurchgehende Steine (Abb. 67). Das Trocknen der Böden geschieht sehr sorgfältig und dauert oft 48 Stunden lang. Ein Boden hält 28 Chargen, bisweilen 50 Chargen aus, ein Konverterfutter bis zu 3000 Chargen.

Malz[1]) kennzeichnet (1897) das deutsche Bessemereiverfahren. Es war damals noch so wie vor 15—20 Jahren. Die Böden wurden meist gestampft, die Auskleidung gemauert. Die ersteren halten 15—20 Chargen, die letztere 500—1000 Chargen. Das Auswechseln eines Boden dauerte nur 5 Minuten.

Die Auskleidung des Basischen Konverters.

Es sei hier auf S. 65 verwiesen, um die geschichtliche Entwicklung des Teerdolomitfutters zu kennzeichnen.

Ihr Wesen liegt darin, daß ein Futter aus gebranntem Kalk schon deshalb nicht dauerhaft sein kann, weil dieser in Berührung mit der Luftfeuchtigkeit zerfällt. Wendet man statt des gebrannten Kalks Kalkstein an, so wird dieser im Konverter seiner Kohlensäure beraubt und ergibt dann dasselbe Bild[2]). Solche Auskleidungen sind sehr bald verschwunden.

Um dies Zerfallen des Kalkes zu verhindern, muß man ihn bis zur Sinterung brennen. Dies geht aber nur dann, wenn man den Schmelzpunkt durch Beimengungen herabsetzt. Als solche hat sich Magnesia im Verein mit anderen chemischen Körpern bewährt, die Thomas in seiner Erfindungsschrift in Verbindung mit der hohen Brenntemperatur kennzeichnet. Die Erfahrungen in Hörde haben dann gelehrt, daß der natürliche Dolomit, der an vielen Stellen vorkommt, das einfachste und beste ist.

Dabei ist es auch bis zum heutigen Tage geblieben. Dasselbe gilt von der Anwendung des Teers als Bindemittel, der sehr bald das von

[1]) Stahl und Eisen, 1897, S. 382.

[2]) Solche Kalkstein- und Kalkfutter erwähnt Stead (Stahl und Eisen, 1883, S. 260); auch Kuppelwieser (Stahl und Eisen, 1881, S. 180): Futter aus gebranntem Kalk und Teer; der Kalk dürfe aber höchstens 1—1,5% SiO_2 haben. In Wittkowitz verwendet man einen magnesiahaltigen Kalk mit 3% SiO_2, der mit Teer zu Ziegeln verarbeitet wird, um Böden und Auskleidung herzustellen. Diese Böden halten 30—40 Chargen, die Düsen (jedenfalls Schamottedüsen) nur 5—8 Chargen. Das Auswechseln der Böden dauert 1—3 Stunden.

Thomas erwähnt (Stahl und Eisen 1881, S. 189) ein Verfahren von Richards, demzufolge ein flüssiger Kalkteer in den heißen Konverter eingeführt wird.



Thomas und Gilchrist angewandte Wasserglas ablöste. Man fand auch sehr schnell heraus, daß es nur wasserfreier Teer sein dürfe, und der geringste Wassergehalt sogleich zum Reißen des Futters führe.

Es sei auch erwähnt, daß Magnesit versuchsweise angewandt ist. Gruner, Siemens und Massenez[1]) haben Versuche gemacht. Es ist aber damals und später kein Erfolg beschieden gewesen, nur hat man in späterer Zeit Düsen aus Magnesit hergestellt und vielerorts angewandt. Von diesen wird noch die Rede sein; im übrigen sei auf den Martinofen verwiesen, bei dem der Magnesit eine sehr große Bedeutung hat. Hier wird auch von künstlichem Magnesit[2]) die Rede sein, der seinerzeit in Hörde (1881) zur Konverterauskleidung hergestellt wurde.

Der Dolomit.

Dolomit hat, mineralogisch betrachtet, die Zusammensetzung

$$MgCO_3\ CaCO_3 \text{ mit}$$
$$46\,\%\ MgCO_3 \text{ und } 54\,\%\ CaCO_3 \text{ oder}$$
$$22\,\%\ MgO;\ 30\,\%\ CaO;\ 48\,\%\ CO_2.$$

Dies entspricht einer Zusammensetzung von 58 % CaO, 42 % MgO im vollständig gebrannten Zustande.

In der Wirklichkeit bleibt aber der MgOgehalt gegenüber dem CaOgehalt zurück, und abgesehen davon treten Verunreinigungen auf, die aus SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3 und wohl auch aus etwas MnO bestehen. In mäßigen Grenzen üben diese Begleiter keinen schädlichen Einfluß aus, vielleicht sogar einen günstigen, weil sie die Sinterung erleichtern[3]). Nennenswerte Gehalte an P_2O_5 und S sind nicht bekannt geworden. Man muß aber berücksichtigen, daß der Dolomit am besten ist, der den größten Gehalt an $MgCO_3$ und den geringsten Gehalt an Eisentonerdesilikaten hat. In einer französischen Darstellung wird 4 % als Maximum für $(Fe_2O_3 + Al_2O_3)$ angegeben[4]).

Als Fundorte kommen für deutsche Verhältnisse u. a. in Betracht: Stolberg bei Aachen, Vohwinkel, Trier, Hohenlimburg, Sierck a. d. Mosel, Salzhemmendorf bei Hameln, Oker im Harz, außerdem Belgische Vorkommen[5]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1881, S. 98 (Massenez).

[2]) Siehe die letzte Literaturstelle.

[3]) Bei einer Rundfrage erwies sich, daß 12 Werke einen höheren SiO_2-Gehalt nicht als schädlich empfunden hatten, 4 Werke glaubten eine schlechtere Haltbarkeit beobachtet zu haben.

[4]) Stahl und Eisen, 1882, S. 384.

[5]) Andere Fundorte sind Stahl und Eisen, 1909, S. 1486, von Spannagel genannt.

Zahlentafel. Chemische Zusammensetzung von Dolomit:

	1	2	3	4	5	6	7	8
	ungebrannt %						gebrannt %	
MgO	19,21	17,0	—	20,5	20,18	20	38	35,12
CaO	30,12	28,0	—	30,5	29,51	30	58	55,27
SiO_2	1,35	2,08	1,10	1,1	—	1—1,5	2	5,58
Al_2O_3	2,05	—	—	1,3	6,01	1—2	2	1,34
Rückstand	—	—	—	—	1,69	—	—	—
Lösl. SiO_2	—	—	—	—	0,75	—	—	—
Fe_2O_3	0,26	—	—	—	0,34	—	—	2,84
CO_2	44,97	—	—	—	27,99	—	—	—
Glühverlust	—	45,0	—	46,6	—	47—48	—	—
H_2O	2,00	—	—	—	—	—	—	—
$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	—	2,57	1,45	—	—	—	—	—
$MgCO_3$	—	—	42,04	—	—	—	—	—
$CaCO_3$	—	—	56,23	—	—	—	—	—

1. Rohdolomit nach Ledebur (Eisenhüttenkunde).
2. Ebenso, in Hörde gebraucht (Stahl und Eisen, 1886, S. 623; hier sind auch andere Analysenergebnisse mitgeteilt).
3. Nach Massenez (Stahl und Eisen, 1909, S. 1469).
4 und 5 betreffen Dolomit, von Itschert & Co. in Trier geliefert.
6. Stellt eine im Taschenbuch der Hütte als erstrebenswert gekennzeichnete Zusammensetzung dar.
7. Dieselbe Zusammensetzung, auf vollständig gebrannten Zustand umgerechnet.
8. Zusammensetzung von gebranntem Dolomit (Stahl und Eisen, 1882, S. 120).

Einen sehr reinen Dolomit liefert ein Vorkommen bei Letmathe (43—45 $MgCO_3$; 53—55 $CaCO_3$; 0,51—0,83 % SiO_2; 0,4—1,2 % Fe_2O_3; 0,12—0,53 % Al_2O_3)[1].

Das Brennen des Dolomits.

Es ist ein Todtbrennen, d. h. ein bis zur Sinterung geführtes Brennen. Es setzt eine Zerkleinerung voraus, schon deshalb, weil man eine gleichmäßige Stückgröße haben muß. Auch erleichtert ein Zerkleinern auf etwa Faustgröße das Eindringen der Wärme in die Mitte des Stückes.

Das Zerkleinern besorgen Steinbrecher (10—12 PS), die auf einer Mittelsohle aufgestellt werden müssen, um unmittelbar aus dem Eisenbahnwagen oder von einer Vorratsbühne aus beschickt zu werden und die zerkleinerten Steine an untergeschobene Fördergefäße abgeben zu können. Neuerdings sind die Steinbrecher meist in den Steinbrüchen aufgestellt.

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1486 (Spannagel).

Von der Sohle gelangen sie durch einen Aufzug auf die Gichtbühne der Dolomitbrennöfen. Neuerdings ist man bestrebt hierfür auch die Seilbahn und Schwebeschienenbahn heranzuziehen, gegebenenfalls dieselbe Seilbahn, die den Kalk befördert [1]).

Die Brennöfen sind überall einfache Schachtöfen, die den Kupolöfen vollständig gleichen, nur unten statt des Stichloches Ausziehöffnungen haben. (Abb. 69 u. 70).

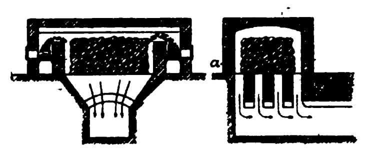


Abb. 68. Dolomitbrennflammofen. Versuch in Dortmund in den achtziger Jahren (Reiseskizze).

Abb. 69. Dolomitbrennofen in Peine nach einer Zeichnung des Werkes.

In früheren Zeiten hat man auch Flammöfen zum Brennen herangezogen, aber sehr bald verlassen (Abb. 68).

Das Futter dieser Schachtöfen muß von der Formebene bis zur Gichtöffnung aus Dolomit bestehen. Früher stampfte man diese

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1662, in Schroeders Aufsatz über das Burbacher Stahlwerk.

Auskleidung auf, heute verwendet man die gepreßten Konvertersteine. Versuche, diesen Teil aus Chromeisenstein herzustellen, haben keine Nachahmung gefunden [1]). Der Teil des Futters unterhalb der Formebene besteht aus feuerfesten Steinen von Kupolofenqualität. Der Wind wird durch Schleudergebläse erzeugt. Die Formen erhalten außen Glimmerfenster. Die Esse des Ofens muß gegen Regen gesichert sein, für den Fall, daß der Ofen leer ist.

Die Abmessungen und Winddrücke sind sehr verschieden. Öfen alter Gattung haben etwa 1,9 m ⊖ licht, bei etwa 6,5 m Abstand der Formebene von der Unterkante der Beschickungsöffnungen und unterhalb der Formebene 2 m, um einen genügenden Raum für das Abkühlen des Dolomits zu schaffen. Sie liefern bei einem Koksverbrauch von 25 bis 30°/₀ und einem Ausbringen von etwa 50°/₀ täglich etwa 7,5 t Sinterdolomit. Der Winddruck ist sehr gering — nur etwa 10—30 mm Wassersäule. Der Ofen kann zur Not sogar ohne Gebläse gehen.

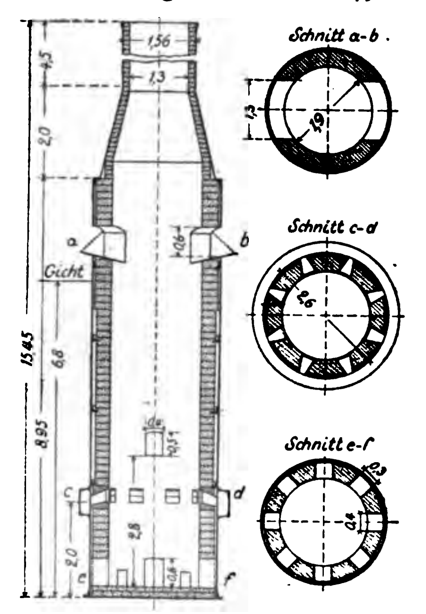


Abb. 70. Dolomitbrennofen der Burbacher Hütte. Stahl und Eisen, 1908, S. 1664. Leistung 12—15 t Rohdolomit täglich. Winddruck = 10 mm Wassersäule.

Solche Öfen sind vielfach noch in Anwendung, weil sie sehr wenig Koks gebrauchen und bei den kleinen Erzeugungsmengen leicht überwacht werden können. Ihr Nachteil liegt in der geringen Leistung. Um dem abzuhelfen, bläst man stärker hinein und hat Winddrucke von 200 bis 350 mm Wassersäule [2]). Man erzielt z. B. dann bis zu 30 t Sintermagnesit in 24 Stunden, d. i. die 4fache Menge.

Da die Leistung an sich nicht viel besagt, wenn man nicht weiß, wieviel unfertig gebrannte Stücke wieder in den Ofen zurückgegeben werden müssen, so muß darauf hingewiesen werden, daß die Wärme eine bestimmte Zeit braucht, um von außen bis zur Mitte des Stückes vorzudringen. Diese muß gewährt werden, wenn auch die durch den höheren Winddruck gesteigerte Temperatur beschleunigend eingreift. Dieser Gedankengang führt dazu, mit dem höheren Winddruck auch

[1]) Versuche in Alexandrowsky, Stahl und Eisen, 1882, S. 603.

[2]) Z. B. 200 mm. Stahl und Eisen, 1909, S. 1486 (Spannagel). 350 mm ebenda 1907, S. 1069 (Georgs-Marienhütte).

einen größeren Ofeninhalt anzuwenden. Da es aber nicht ratsam ist, den Durchmesser erheblich über das obengenannte Maß zu vergrößern, so wird man wohl am besten im Sinne des folgenden Beispiels verfahren:

Hat ein Ofen alter Bauart bei 1,9 m ⊖ 6,5 m Nutzhöhe (18,4 cbm Inhalt) 7,5 t Sinterdolomit in 24 Stunden ergeben, und man will die doppelte Leistung haben, so wähle man 2,2 m ⊖, bei etwa 9 m Höhe (34 cbm). Man hat dann in beiden Fällen dieselbe Durchsatzzeit. Allerdings wird der Koksverbrauch höher sein, weil mehr Wärme durch die Gicht entführt wird. Den günstigsten Winddruck muß man durch planmäßige Versuche feststellen; er ist natürlich sehr viel größer, entzieht sich aber der Vorausbestimmung. Früher wollte man das Ausziehen des Sinterdolomits dadurch erleichtern, daß man die Ofensohle nicht flach, sondern kegelförmig gestaltete. Dies tut man heute nicht mehr.

Das Ausziehen geschieht alle 2 Stunden, man darf aber nicht zu viel ausziehen, damit nicht Koks unter die Formzone gelangt.

Früher hielt man streng darauf, den Dolomit nur an Ort und Stelle zu brennen, zu mahlen und mit Teer zu mischen, um immer ganz frische Masse zu haben. Heute ist man nicht mehr so ängstlich. Man verschickt anstandslos gebrannten Dolomit in Stücken oder gemahlen, auch sogar mit Teer vermengt, um kleineren Werken (gerade Martinwerken) die Errichtung einer eigenen Anlage zu ersparen. Zu diesem Zwecke ist bei Letmathe eine Anlage im großen Stil errichtet[1]. Ein scharf gebrannter und trocken gelagerter Sinterdolomit hält sich mehrere Wochen lang, ohne wesentliche Spuren von Zerfall zu zeigen[2].

Neuerdings haben sich mehrere große Werke zusammengetan, um den Versuch zu machen, den Dolomit in Trommeln von etwa 100 m Länge zu brennen. Man hat dabei die großen Erfolge der Trommelöfen in der Zementindustrie vor Augen.

Der gezogene Sinterdolomit muß durch Hand sorgfältig von den unvollständig gesinterten Stücken geschieden werden. Um nur Stücke zu haben, wendet man am besten Gabelschaufeln beim Aufgeben in die Zerkleinerungsvorrichtungen an. Das Zurückbleibende wird gesiebt. Das feine Mehl findet seine besondere Verwendung, um Klebmasse beim Bodeneinsetzen herzustellen.

Zum Zerkleinern dienen Glockenmühlen (Abb. 73), oder auch Mühlen mit wagerechten Mahlringen aus Hartguß oder Stahlformguß,

---

[1]) Rheinisch-Westfälische Kalkwerke, vgl. Stahl und Eisen, 1909, S, 1486.

[2]) Spannagel, Stahl und Eisen, 1909, S. 1486.

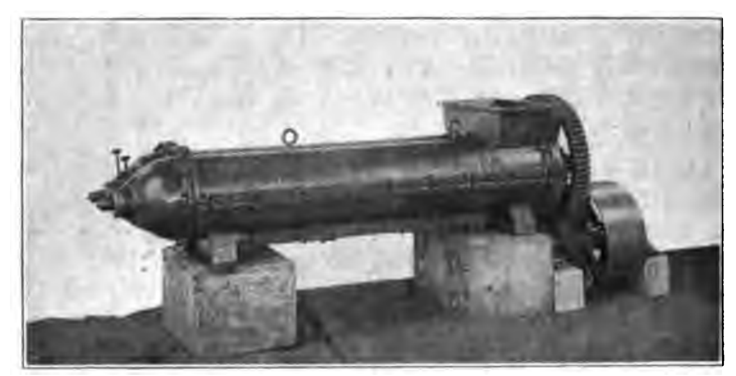


Abb. 71. Liegender, dampfgeheizter Mischapparat für Dolomitmasse mit Doppelschnecke, erbaut von Eduard Lacis & Co. in Trier.



Abb. 72. Mischkollergang für Dolomitmasse, mit dampfgeheizter Mulde und Zuführung des Teers in der Mitte, erbaut von Eduard Lacis & Co. in Trier.

oder schwere Kollergänge mit Läufern von 1500 mm ⊖. Das Mahlgut fällt entweder im Gefälle oder, durch ein Becherwerk gehoben in ein Trommelsieb, um eine Maximalkorngröße von 6—10 mm zu gewährleisten. Was gröber ist, wird wieder mit Hilfe eines Becherwerks zurückgegeben, während das Durchgesiebte in die Mischapparate zusammen mit Teer aufgegeben wird. Als solche wirken wagerechte Mischschnecken oder Mischkollergänge, bei denen die Läuferachse fest steht und der Teller sich dreht (Abb. 71 u. 72). In beiden Fällen wird eine Dampfheizung bei dem Gehäuse oder Teller angewandt. Auch fließt der Teer erwärmt zu (80°). Auf dies Mischen kommt viel an. Es ist nicht gleichgültig, welche von beiden Vorrichtungen in Anwendung tritt. Der Kollergang zerkleinert auch gleichzeitig und mischt besser. Nach einigen Angaben dient er bei Anfertigung der Masse für die gepreßten Steine, während die Bodenmasse in Schneckenmischern hergestellt wird. Der Verfasser fand aber mehrfach Abweichungen von dieser Regel. In einem Falle fand er nur Kollergänge, in einem anderen ging die Bodenmasse erst durch Schneckenmischer, dann durch Kollergänge. Man kann die Kollergänge auch verschieden fein mahlen lassen[1]). Die Masse ist dann fertig. Es bleibt noch übrig, auf die Teerbeschaffenheit einzugehen.

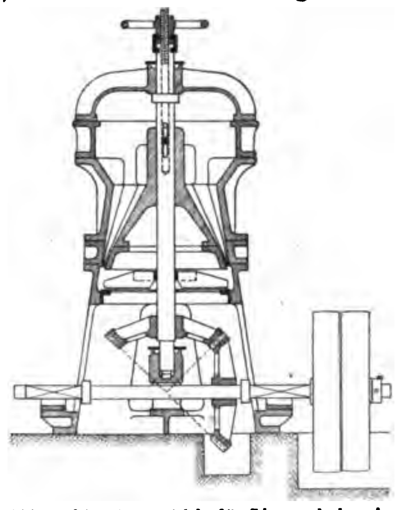


Abb. 73. Glockenmühle für Sinterdolomit, nach einer Zeichnung der Firma Brinck & Hübner in Mannheim. Arbeitsbedarf bei etwa 15 t stündlich, und 150 Umdrehungen = 8 PS. Mahlkranzdurchmesser = 1250 m/m.

Abb. 74. Teerkocher mit Dampfheizung nach einer Zeichnung von Eduard Lacis & Co. in Trier. Der Dampfdruck beträgt 10—12 Atm. Der Kocher wird als Hochbehälter aufgestellt, aus dem der Teer dem Mischer zufließt.

Der Teer wird heute fast immer aus chemischen Fabriken unter dem Namen »Stahlwerksteer« bezogen. Er wird in unterirdische Behälter geleitet und aus diesen in Hochbehälter gepumpt. Aus diesen fließt er den Teerkochern zu, um hier vom letzten Wassergehalt befreit zu werden, weil dieser außerordentlich schädlich wirkt (Abb. 74 und

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 1202; Ebenda 1907, S. 1070; Ebenda 1909, S. 1664.

Abb. 75). Das Heizen dieser Teerkocher geschieht mit Hilfe einer Rostfeuerung oder Leuchtgasflamme oder hochgespannten Dampfes. Das letztere schützt am besten vor einem Überkochen[1]). Die Hochbehälter werden zweckmäßiger Weise durch Dampf oder abziehende Feuergase warm gehalten. Manche Stahlwerke können wasserfreien Teer aus chemischen Fabriken beziehen; dann erübrigen sich die Teerkocher, und es genügt ein Vorwärmen auf 80°, das am besten mit Dampf geschieht.

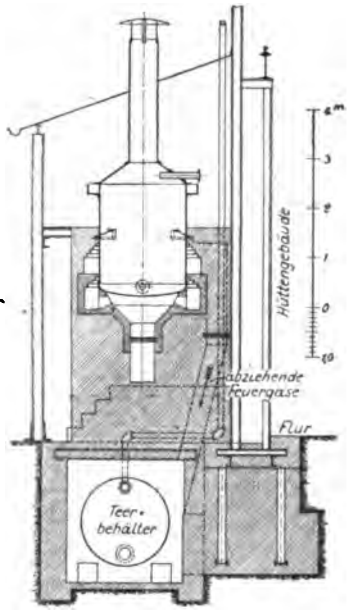


Abb. 75. Teerkocher mit unmittelbarer Heizung, nach einer Zeichnung von Eduard Lacis & Co. in Trier. Der Teer gelangt aus dem Eisenbahnwagen in den unten liegenden, durch die abziehenden Feuergase geheizten Behälter. Dadurch wird er dünnflüssig gehalten. Aus diesem wird er durch eine Pumpe in den Kessel befördert und von seinem Wassergehalt durch Kochen befreit. Der Einlauf befindet sich oben, der Austritt unten. Oben läuft um den Kessel eine kragenförmige Rinne, um bei einer Undichtigkeit den Teer aufzufangen und seinen Eintritt in die Feuerung zu verhindern.

Über die Eigenschaften des Stahlwerksteers hat die Chemikerkommission des Vereins deutscher Eisenhüttenleute durch Wagner einen Bericht erstatten lassen, auf den hier verwiesen werden soll[2]). Nach diesem soll man die Destillation bis zur Vertreibung der letzten Naphtalinreste führen, die Naphtalinöle aus dem Destillat ausschleudern und die Leichtöle wieder zufügen. Nach dem Taschenbuch der Hütte gelten 240° und 280° als Destillationstemperaturen. Die erstere für Böden, die letztere für Preßsteinmasse. Sonst fand der Verfasser die Vorschrift: »Für Böden Dünnteer, für Preßsteine Dickteer«. Wagner beschreibt auch eine Destillationsprobe und eine Druckfestigkeitsbestimmung für Teerdolomit bei verschiedener Körnung. Eine einfache Betriebsprobe fand der Verfasser im Gebrauch: Der Teer wurde auf 130° erwärmt und durfte dabei keine Blasen aufsteigen lassen.

Der Zusatz beträgt im Allgemeinen 8 %. Meist wird 7—9 % angegeben. Jedoch wird die Bodenmasse fetter gehalten, die Auskleidungsmasse magerer[3]). Kittmasse die beim Bodeneinsetzen in flüssiger Form eingetragen wird, ist eine sehr teerreiche Masse, aus dem obenerwähnten Staubdolomit in einem besonderen dampfgeheizten Schneckenmischer hergestellt.

[1]) Spannagel schildert eine dadurch veranlaßte Feuersbrunst Stahl und Eisen, 1909, S. 1 485.

[2]) Stahl und Eisen, 1915, S. 1 289.

[3]) Schulz und Schönawa fordern allerdings für Bodenmasse 15 % Teer; trockener gestampfte Böden hätten sich nicht bewährt. Stahl und Eisen, 1905, S. 594.

Zusammen mit dem Sinterdolomit wird die ausgebrochene alte Masse zerkleinert und innig vermischt mit ihr zusammen verarbeitet. Man setzt sie in verschiedenen Anteilen zu. So ergibt eine Notiz des Verfassers aus alter Zeit folgende Vorschrift:

Für Böden reiner Dolomit,
» Steine $^1/_2$ Dolomit, $^1/_2$ Brocken,
» Hinterstampfmasse $^1/_4$ Dolomit, $^3/_4$ Brocken.

Die Verarbeitung der Masse muß für Böden und Wandauskleidung gesondert beschrieben werden. In beiden Fällen wird die Masse durch Stampfen oder Pressen verdichtet und dann gebrannt d. h. erhitzt, um alle flüchtigen Bestandteile des Teers zu vertreiben. Es bleibt ein Rückstand in Gestalt von Koks zurück, der, als Bindemittel zwischen den Dolomitkörnern eingelagert, dieselbe Rolle spielt wie Zementmörtel zwischen den Steinbrocken des Betons. Das Brennen der Böden geschieht in besonderen Öfen, das Brennen der gepreßten Steine heute ausnahmslos im Konverter selbst, durch sogenanntes Warmblasen mit Koksfüllung.

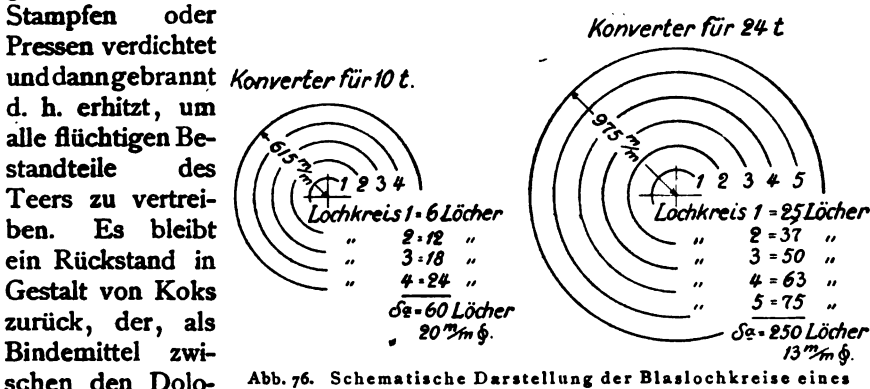


Abb. 76. Schematische Darstellung der Blaslochkreise eines basischen Konverters.

Die Herstellung der Böden. Nadelböden.

Man beginnt die Arbeit mit dem Aufsetzen des gußeisernen Ringes auf die Bodenplatte, die heute immer aus Stahlformguß gefertigt wird und von unten eingesetzte eiserne Nadeln trägt, um nach deren Herausziehen die Blasöffnungen zu bilden. Die Masse wird lagenweise (auf je 2 cm Bodenhöhe 1 Lage) eingetragen und gestampft. Früher geschah dies mit erwärmten eisernen Stampfen. Es war eine sehr anstrengende, beschwerliche Arbeit, die doch sehr sorgfältig geschehen mußte. Nach dem Fertigstampfen wurden die eisernen Nadeln nach unten herausgeschlagen und Holznadeln eingesetzt, um beim Brennen die Luftkanäle offen zu halten (Abb. 77).

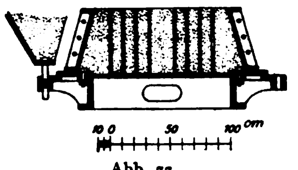


Abb. 77. Basischer Nadelboden älterer Art, in der sogenannten Bodenschablone aufgestampft (Reiseskizze

Dies Verfahren ist nach Einführung der **Versen'schen Stampfmaschine** sehr vereinfacht[1]). **Versen** trat mit dieser Erfindung 1892 heraus. Es gibt wohl wenig Erfindungen, die einen gleich durchschlagenden, allgemein anerkannten Erfolg gehabt haben, wie diese. Abb. 78 u. 79 und ihre Texte kennzeichnen die Arbeitsweise des pochstempelartig wirkenden Stampfers. Man kann einen Boden innerhalb 2—2 1/2 Stunden mit seiner Hilfe aufstampfen. Bevor der Stampfapparat eingeführt wurde, brauchte man zu dem gleichen Zweck 6 bis 8 Stunden und 4—5 Mann, während nunmehr 2 Mann genügten. Ein weiterer Vorteil ergab sich aus der besseren und zuverlässigeren Haltbarkeit der Böden.

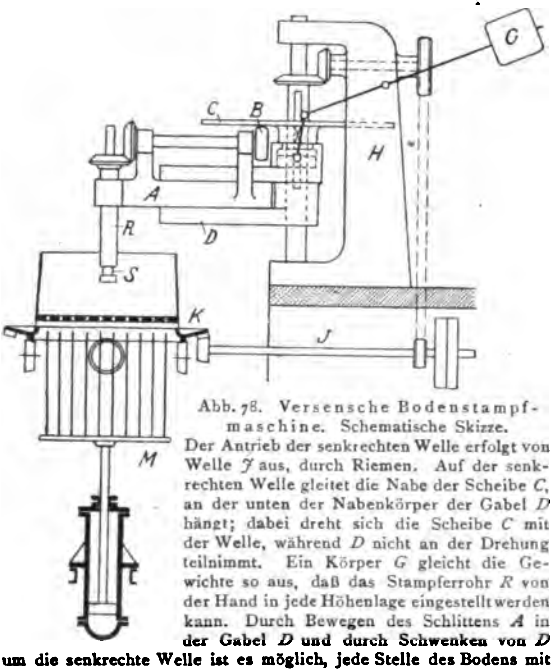


Abb. 78. Versensche Bodenstampfmaschine. Schematische Skizze. Der Antrieb der senkrechten Welle erfolgt von Welle *J* aus, durch Riemen. Auf der senkrechten Welle gleitet die Nabe der Scheibe *C*, an der unten der Nabenkörper der Gabel *D* hängt; dabei dreht sich die Scheibe *C* mit der Welle, während *D* nicht an der Drehung teilnimmt. Ein Körper *G* gleicht die Gewichte so aus, daß das Stampferrohr *R* von der Hand in jede Höhenlage eingestellt werden kann. Durch Bewegen des Schlittens *A* in der Gabel *D* und durch Schwenken von *D* um die senkrechte Welle ist es möglich, jede Stelle des Bodens mit dem Stampfer *S* zu treffen. Der letztere wird wie ein Pochstempel gehoben und fallen gelassen, und zwar geschieht dies durch einen Schraubengang der in eine senkrechte Nute ausmündet. Die Drehung des Auslegers ermöglicht die Reibungsscheibe *B*, die in allen Stellungen mit der Scheibe *C* in Berührung bleibt. Während des Stampfens dreht sich der Boden, der auf Kegelrollen herumrollt und dabei seinen Antrieb von *J* aus erhält. Entweder gleichzeitig mit dem Wachsen der Bodenhöhe oder auch nach jedesmaligem Stampfen einer Lage wird die Scheibe *M* mit den Nadeln entsprechend gehoben, damit die Nadelköpfe sich unmittelbar unter der Stampffläche (aber nicht höher) befinden. Nach fertigem Stampfen wird die Nadelscheibe zurückgebracht. In dieser schematischen Skizze ist diese Aufgabe einem Wasserdruckzylinder übertragen. In neuerer Zeit wendet man immer einen elektrisch betätigten Schraubenspindelantrieb an (vgl. Abb. 79). Es muß noch nachgetragen werden, daß der Stampfer in der Mitte des Bodens nur wenig Schläge vollführt, dagegen am Umkreise zahlreiche Schläge. Dies liegt im Sinne der Abrollbahnen der Reibungsscheibe *C*. Dadurch wird erreicht, daß jeder Punkt der Kreisfläche gleich häufig getroffen wird.

Das **Brennen der Böden** geschieht kontinuierlich und diskontinuierlich. Im ersteren Falle handelt es sich um Kanalöfen, in denen ein Wagenzug steht. Ein neu eingesetzter Wagen mit Boden stößt ihn um eine Wagenlänge weiter und befördert dadurch einen Wagen ins Freie. Meist hat man diskontinuierlichen Betrieb (Abb. 80 u. 81). Ein so betriebener Ofen faßt 4—6 Böden, besser nur 4—5, die in dem festgeschlossenen Ofen

[1]) Stahl und Eisen, 1892, S. 1082. In demselben Jahre konstruierte der Bochumer Verein eine Maschine, die einen durch Preßluft getriebenen Kolben auf die ganze Bodenfläche niedersenkte. Dies Verfahren hat keine Anwendung gefunden. (Stahl und Eisen, 1892, S. 112).

in 12—20 Stunden langsam angeheizt werden, bei etwa 700—800° 20 Stunden stehen und flammen und dann 3 Tage abkühlen[1]). Die Böden stehen in solchen Öfen nicht auf Wagen, sondern auf bankartigen Mauerwangen. Sie werden mit Wagen eingesetzt, die auf einer hydrau-

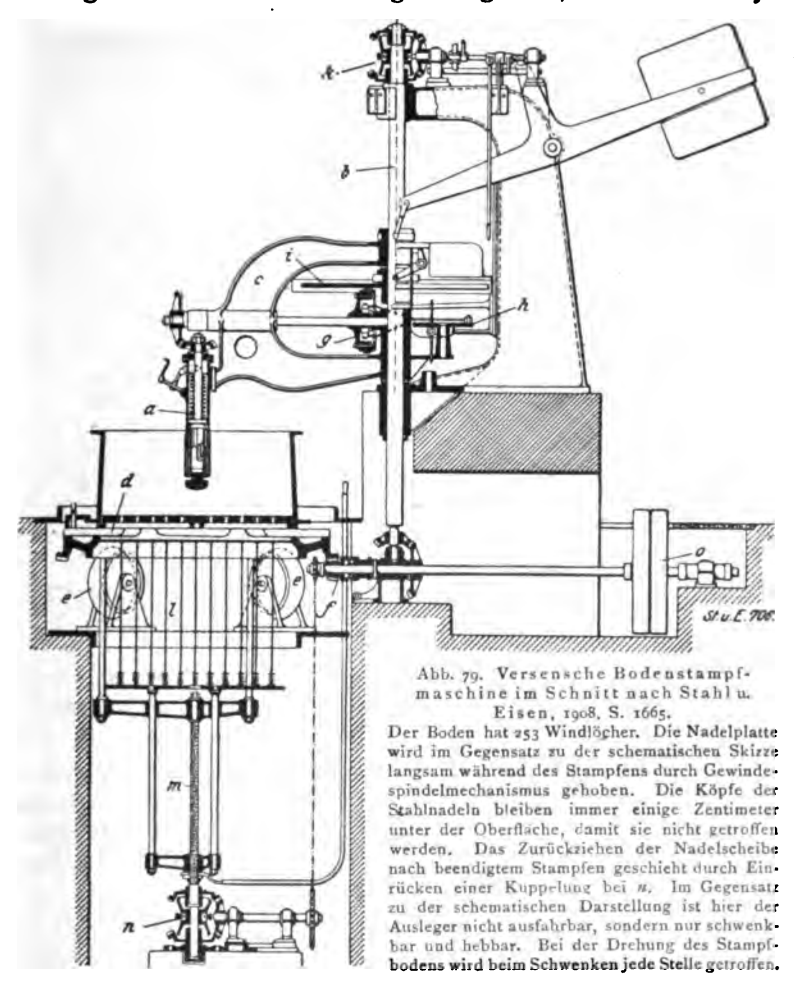


Abb. 79. Versensche Bodenstampfmaschine im Schnitt nach Stahl u. Eisen, 1908, S. 1665.
Der Boden hat 253 Windlöcher. Die Nadelplatte wird im Gegensatz zu der schematischen Skizze langsam während des Stampfens durch Gewindespindelmechanismus gehoben. Die Köpfe der Stahlnadeln bleiben immer einige Zentimeter unter der Oberfläche, damit sie nicht getroffen werden. Das Zurückziehen der Nadelscheibe nach beendigtem Stampfen geschieht durch Einrücken einer Kupplung bei *n*. Im Gegensatz zu der schematischen Darstellung ist hier der Ausleger nicht ausfahrbar, sondern nur schwenkbar und hebbar. Bei der Drehung des Stampfbodens wird beim Schwenken jede Stelle getroffen.

lisch gehobenen Plattform die Böden tragen[2]). Mit der Plattform wird auch der Boden niedergesenkt.

Nach dem Herausfahren wird der Bodenring und die Blechplatte entfernt. Dann werden die in den Bodenlöchern verbliebenen verkohlten

---

[1]) Vgl. Lange über das Brennen der Böden. Stahl und Eisen, 1912, S. 1255. Daselbst ist auch eine Temperaturkurve verzeichnet.

[2]) Man hat auch von Hand bediente Schraubenspindelhubwerke.

Reste der Holznadeln, die vor dem Brennen in die Löcher gestoßen sind, herausgestoßen und der Boden ist fertig, um mit dem Kran auf

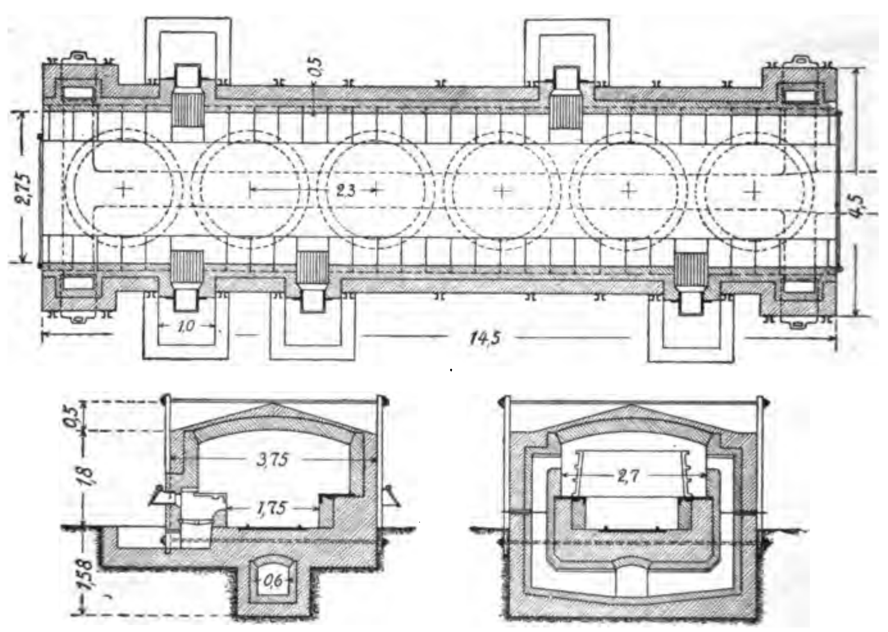


Abb. 80. Bodenbrennofen für 6 Böden der Burbacher Hütte. Auf jeder Seite liegen Feuerungen und an den Stirnseiten je 2 Essenzugöffnungen, die durch Schieber geschlossen werden können. Stahl und Eisen 1908, S. 1666.

den Bodeneinsetzwagen gehoben zu werden. Von dem Bodeneinsetzwagen wird weiter unten die Rede sein; es müssen hier zunächst noch Einzelheiten nachgetragen werden:

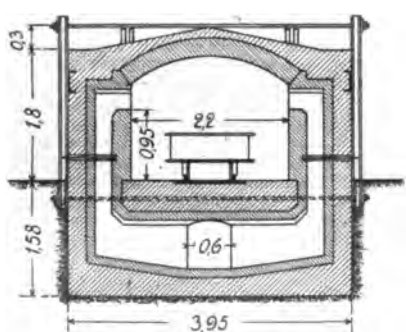


Abb. 81. Schnitt durch einen Brennofen für handgestampfte Konverterformsteine. Stahl und Eisen, 1908, S. 1668. Der Ofen mißt 5,0 × 2,2 m im Lichten, hat auf jeder Seite 2 Feuerungen und zwischen ihnen einen Abzug. Die Stirnseiten sind durch Schiebetüren verschlossen. Auf der Sohle des Ofens laufen die Wagen mit den Steinen.

Man sollte erwarten, daß ein neuer Boden ohne weiteres in die Öffnung, die der vorhergehende gelassen hat, paßt. Dies ist aber nicht der Fall. Der nächste Boden muß etwa 40 m/m im Durchmesser kleiner sein. So fand der Verfasser die Reihenfolge 1 840, 1 800, 1 760 m/m als Durchmesser der Böden. War der 3. Boden eingesetzt, so mußte auch der untere Teil der Konverterauskleidung erneuert werden.

Die Bodenform (man sagt meist fälschlich Bodenschablone) muß mit einer Sprengfuge gegossen sein, die

durch Schraubenbolzen zusammengezogen wird. Auf diese Weise wird die bei der Erwärmung notwendige Elastizität gewahrt.

Unter die Bodenplatte wird ein Blech gelegt und verklammert. Dies alles geschieht, um ein Herausfließen des Teers zu verhindern.

Um das Kleben der Masse an der Bodenform zu hindern, wird die Fläche mit Ausschußblechen vor dem Stampfen belegt. Der fertig gestampfte Boden darf oben nicht oder nur am Rande mit einer Platte abgedeckt werden, weil sonst nicht die Gase entweichen können. Man bedeckt ihn mit Dolomitstaub. Statt der hölzernen Nadeln hat man eiserne verwendet, muß aber dann viel Zeit auf das Ausstoßen nach dem Brennen verwenden. In Völklingen hat man diese mit Papier überzogen und gute Ergebnisse erzielt[1]).

Auf Grund derartiger Schwierigkeiten darf man mit dem Lochdurchmesser nicht weiter als auf 12 m/m heruntergehen.

Der Boden wird oft bis auf eine Höhe von 100—200 mm abgenutzt.

Düsenböden.

Als das Basische Verfahren eingeführt wurde, arbeitete man mit Düsenböden, bei denen die Düsen durch Schamottekörper gebildet wurden[2]). Diese wurden durch Nadelböden verdrängt, bis etwa im Jahre 1890 Düsenböden mit Düsen aus Veitscher Magnesit[3]) bekannt wurden und mit ihnen zusammen zur Anwendung gelangten. Diese sind erheblich teurer als Nadelböden, haben aber die doppelte Haltbarkeit. Man setzte sie im Wechsel mit Nadelböden ein. Z. B. ein Nadelboden, dann ein Düsenboden, dann wieder ein Nadelboden; dann beginnt wieder die Reihe nach Erneuerung des Konverterfutters.

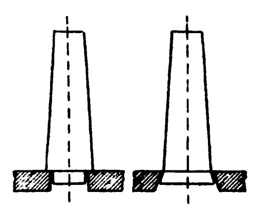


Abb. 82. Magnesitfernen bei einem basischen Boden.

Solche Böden mit Magnesitdüsen lassen sich nicht maschinell sondern nur von Hand stampfen. Allerdings erleichtert man dies durch die Anwendung von Preßluftstampfern. Das Brennen geschieht bei geringerer Temperatur. Der Verfasser hat bei seinen letzten Studienreisen den Eindruck gewonnen, daß die Vorliebe für Düsenböden merklich geschwunden ist; wahrscheinlich im Zusammenhange mit der neuerdings gesteigerten Haltbarkeit der Nadelböden. Sie sind zu teuer. Neuerdings taucht wieder der Vorschlag auf, Düsenböden nicht mehr zu stampfen, sondern zu gießen, indem

---

[1]) Schulz' und Schönawas Patent. Stahl und Eisen, 1905, S. 396. Vergl. auch die Beurteilung durch Jacobs, ebenda, S. 469.

[2]) Die Haltbarkeit solcher Böden muß sehr schlecht gewesen sein. Nach Stahl und Eisen, 1883, S. 211 mußte man in Teplitz in Böhmen nach jeder Charge 2—6 Düsen auswechseln und dann immer 5 Minuten lang warmblasen.

[3]) Eingeführt durch die Firma Carl Später in Coblenz.

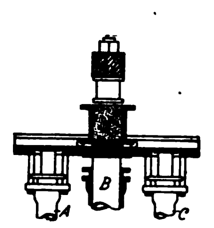


Abb. 83. Konvertersteinpresse älterer Art. Versuch in Dortmunder Union (Reiseskizze). Der mittlere Kolben drückt mit 180 kg/qcm, die seitlichen Kolben heben abwechselnd bei der Arbeit aus.

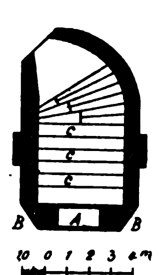


Abb. 84. Schematische Darstellung de früher geübten Aufstampfens der Konverterauskleidung hinter Blechringen *C*. Der Ring *A* sichert den Raum für den einzusetzenden Boden.

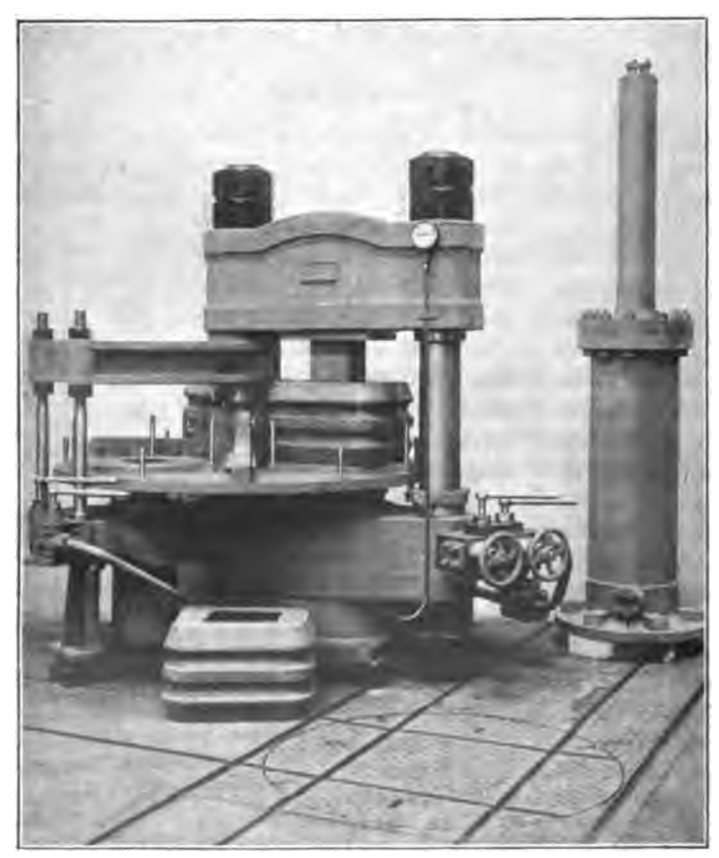


Abb. 85. Dolomitsteinpresse für einen Gesamtdruck von 500 t, mit danebenstehendem Druckübersetzer. Man erkennt den Preßstempel und den Aushebestempel. Erbaut von Eduard Lacis & Co. in Trier.

eine teerreiche Masse angewandt wird. Es muß dabei Überhöhe gegeben und die Düsenköpfe geschützt werden. Es darf kein Brennen sondern nur ein Trocknen bei 500° stattfinden[1]).

Die Auskleidung des Konverters.

Früher stampfte man die Masse unter Anwendung von Blechringen mit vorgewärmten eisernen Stampfen auf und wandte nur da gebrannte Steine an, wo die Stampfarbeit durch Mangel an Raum behindert wurde. (Abb. 84). Versen konstruierte 1893 auch eine Vorrichtung, bei der durch Lufthämmer mechanisch gestampft wurde, ohne damit Erfolg zu haben. Man ging dann immer mehr zur Anwendung gebrannter Steine über, die im Konverter nur hinterstampft wurden. Später (zuerst etwa 1883) wurden Steinpressen eingeführt, die mit hohem Druck arbeiteten (Abb. 83). So hergestellte Steine brauchen nicht vor dem Einsetzen in den Konverter gebrannt zu werden. Sie ergeben eine viel bessere Haltbarkeit und große Lohnersparnis. Das Pressen geschieht unter Anwendung eines Drehtisches mit 3 Arbeitsstellen (Abb. 85). Die Form wird gefüllt, dann unter dem Druckkolben die Masse mit Niederdruck, dann mit Hochdruck gepreßt; dann wird der Stein durch einen Niederdruckkolben heraus und von Hand abgehoben.

Man verwendet (meist in Pressen mit einem Gesamtdruck von 500 t) zuerst einen Druck von 100 kg/qcm und preßt mit 400 kg/qcm nach (Nieder- und Hochdruckakkumulator). Das Aufstampfen von Steinen mit der Hand geschieht nur noch bei besonderen Formsteinen, die dann in Brennöfen in gleicher Weise wie die Böden gebrannt werden. Das Brennen erfordert 14—24 Stunden. Den Mündungsring des Konverters stellt man aus Schamottsteinen her, mit Ausnahme des Teils, der mit Eisen und Schlacke in Berührung kommt.

Beim Warmblasen des Konverters wird gleichzeitig die Brennarbeit bei den ungebrannten Dolomitsteinen besorgt.

Anordnung, Leistung und Kraftverbrauch einer Stahlwerks-Dolomitanlage (Abb. 86).

Sie muß in unmittelbarer Nähe der Konverter, womöglich unter demselben Dach errichtet werden. Um an Menschenkräften zu sparen, muß der Transport vom Eisenbahnwagen an bis zum Aufgeben des Dolomitteergemisches in die Mischapparate mechanisch geschehen, teils unter Ausnutzung von Höhenunterschieden, teils durch Anlage von Becherwerken und Vorratsbehältern mit selbsttätiger Austragung[2]).

[1]) Solche Böden sind mehrfach versucht, ohne dauernde Anwendung zu finden. Sie sollen zu porös ausgefallen sein. Der Vorschlag ist Stahl und Eisen, 1915, S. 941, erneuert. Das Verfahren ist sehr alt. Vgl. Stahl und Eisen, 1883, S. 260 (Stead).

[2]) Der Leser findet in Stahl und Eisen, 1907, S. 1066, einen Aufsatz mit den nötigen Angaben. Auch Stahl und Eisen, 1902, S. 1201.



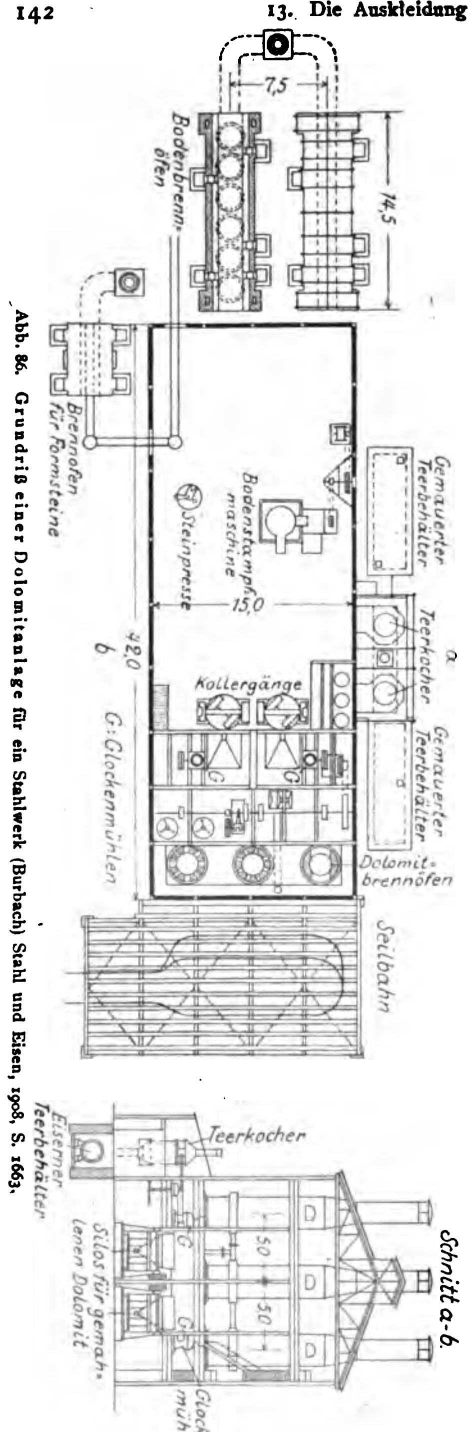


Abb. 86. Grundriß einer Dolomitanlage für ein Stahlwerk (Burbach) Stahl und Eisen, 1908, S. 1663.

Für eine Flußeisenerzeugung von täglich etwa 1000 t sind erforderlich[1]):

3 Dolomitbrennöfen mit je 15 t Tagesleistung an Rohdolomit, mit einem gemeinschaftlichen Schleudergebläse von 850 mm ⌀, bei 300 mm Ausströmungsdurchmesser und einem elektrisch betriebenen Aufzug;
2 Glockenmühlen für je 15—20 t Sinterdolomit als Tagesleistung (je 20 PS);
2 Mischkollergänge ebenso (auch je 20 PS);
1 stehender Schneckenmischer für dünne fließende Masse;
1 gemauerter, unterirdischer Teerbehälter;
2 eiserne, heizbare, unterirdische Teerbehälter;
1 Teerkocher von etwa 4,5 cbm Inhalt mit Rostfeuerung;
1 Teerkocher für Dampfheizung in Reserve (etwa 0,5 cbm);
1 Bodenstampfmaschine (12 PS).
1 Steinpresse mit 500 t Gesamtdruck, die mit 50 kg/qcm als Niederdruck und 300 kg/qcm als Hochdruck arbeitet;
1 Niederdruckakkumulator;
1 Hochdruckakkumulator;
2 Bodenbrennöfen für je 6 Böden;
1 Brennofen für Steine;
1 Laufkrahn (15 t, 14 m Spannweite, 7 m Hub);
1 elektrisch getriebene Druckwasserpumpe, gleichzeitig als Hochdruck- und Niederdruckpumpe wirkend (12—15 PS);

[1]) Einem Aufsatz von Schröder über den Neubau der Burbacher Hütte entnommen. Stahl und Eisen, 1908. S. 1662 u. f.

Alle diese Apparate, einschließlich der nötigen Becherwerke werden von einem Elektromotor von 125 PS bedient, nur die Bodenstampfmaschine hat ihren eigenen Motor von 17 PS.

Der Verbrauch an Sinterdolomit für 1 t Flußeisen wird etwa 22 kg betragen. Bei sehr günstiger Boden- und Futterhaltbarkeit ist man in einzelnen Fällen bis auf 9 kg heruntergekommen[1]).

100 kg Sinterdolomit entsprechen etwa 200 kg Rohdolomit.

Kintzlé gab 1897 30—35 kg Rohdolomit und 2,5—3,0 kg Teer für 1 t Blöcke an[2]).

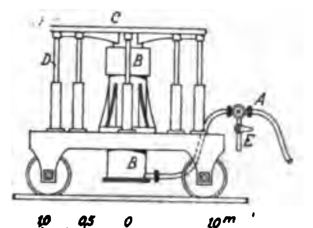


Abb. 87. Hydraulische Bodeneinsetzmaschine älterer Art (Reiseskizze). A = Druckwasserschlauch, D = Führungskörper.

Das Auswechseln der Böden.

Es geschieht mit Hilfe des Bodeneinsatzwagens, der einen hydraulisch gehobenen Kolben mit Tischplatte trägt. (Abb. 87 und 88.) Das Druck-

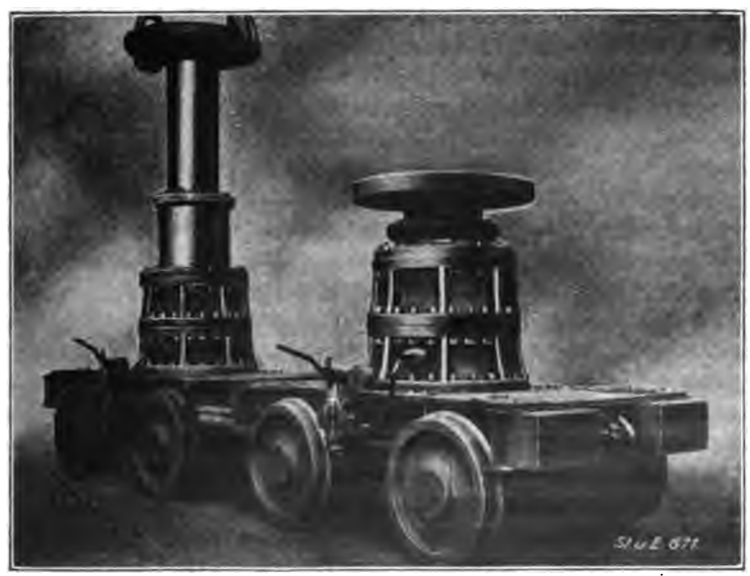


Abb. 88. Sogenannter Teleskopwagen zum Einsetzen der Konverterböden (Stahl und Eisen, 1908, S. 1656). Derselbe Wagen dient nach Aufsetzen eines Druckkopfes zum Losdrücken der Mündungsbären. Hubhöhe = 2200 mm (Jünkerather Maschinenfabrik).

wasser wird durch einen Schlauch zugeleitet. In die Innenfläche des Windkastens eingesetzte Kloben sichern dann den Boden gegen Herausfallen.

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1487.
[2]) Stahl und Eisen, 1897, S. 384.

Zwischen Boden und Bodensitz besteht aber ein ziemlich großer Zwischenraum, der durch fließende Teerdolomitmasse unter Aufrichten des Konverters, bei vorläufigem Verschluß der Blaselöcher mit Lehm, geschlossen werden muß. Diese Arbeit bedarf aber einiger Vorbereitung. Auf einem niederrheinischen Werke traf der Verfasser das folgende Verfahren an:

In einen neuausgekleideten Konverter wurde zuerst ein falscher, d. h. ganz niedriger Boden von 10—20 cm Höhe eingesetzt, um mit Koks etwa 6 Stunden warm zu blasen; dann wurde der richtige Boden eingesetzt und die Fuge mit dünnflüssigem Teerdolomit vorsichtig ausgegossen, was ungefähr 1 Stunde erforderte. Dieser floß infolge der vorhergehenden Erwärmung der Bodensitzfläche gut ein. Erst dann begann das eigentliche Warmblasen, das auch 6—8 Stunden dauerte. Dann war der Konverter blasefertig, nachdem vorher die Blaselöcher gereinigt waren. Wird der Boden in einen heißen Konverter eingesetzt, so genügt ein Stillstand von 3—4 Stunden, um auszuwechseln und den eingegossenen Teerdolomit zu verkoken. Das Ausbrechen und Aufmauern einer neuen Auskleidung erfordert etwa 40 Stunden.

Reparaturen der Auskleidung kann man durch Schaufeleinwürfe mit sehr fetter, stark klebender Masse vornehmen.

Das Herauswerfen eines Bodens geschieht nach Lösen der Kloben und einigen kräftigen Schlägen gegen die Bodenplatte. Beim Aufrichten des Konverters stürzt letztere heraus. Der Boden läßt sich dann leicht ausbrechen.

Die Haltbarkeit des Futters und der Böden aus basischem Material.

Im allgemeinen rechnet man 40—60 Chargen für einen Nadelboden und 80—100 Chargen für einen Düsenboden mit Magnesitdüsen. Für die Auskleidung werden etwa 200 Chargen genannt. Der untere Teil wird zuerst schadhaft und muß für sich ausgewechselt werden. So fand der Verfasser auf einem Werke die Zahlen 200 und 400 Chargen; d. h. es wurde der untere Teil nach 200 Chargen ausgewechselt. Nachdem der neu eingefügte Teil nach weiteren 200 Chargen schadhaft war, brach man die ganze Auskleidung heraus. Demnach überdauerte die untere Hälfte der Wandauskleidung 4—5 Böden. Einzelleistungen überschreiten diese Zahlen erheblich. So führte eine Rundfrage bei deutschen Stahlwerken zu folgender Darlegung[1]: Die Dauer der Ausmauerung betrug zwischen 204 und 350 Chargen; d. h. es wurden mit ihr 3750 bis 5250 t Rohstahl erzeugt. Nadelböden hielten 58—102 Chargen, Düsenböden 130—266. Auf »Rothe Erde« wurden in einem Konverter 236 Chargen geblasen. Nach Erneuerung des unteren Teils dann 246 Chargen. Dies wurde noch einmal wiederholt und nochmals

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1487. Bericht des Aachener Hüttenvereins.



220 Chargen geblasen. In dieser Weise wurden bis zum vollständigen Ausbrechen 702 Chargen oder 14 700 t Flußeisen erblasen. Die Gewerkschaft »Deutscher Kaiser« hatte die Haltbarkeit der Konverterauskleidung in den Jahren 1898—1908 von 198 auf 256 Chargen als Durchschnittsergebnis gesteigert und gab an, daß eine Konverterauskleidung 3 Nadelböden und 2 Düsenböden, zusammen also 5 Böden aushielte. Die Haltbarkeit der ersteren stiege bis zu 58 Chargen, die der letzteren bis zu 130 Chargen. Diese Zahlen sind seitdem noch übertroffen. Kintzlé gab 1897 nur 25—40 Chargen und 170—200 Chargen an, um die Haltbarkeit der Böden und der Auskleidung zu kennzeichnen[1]). In den ersten Jahren des Thomasverfahrens hatte man 13 Chargen als Haltbarkeit der Böden im Durchschnitt der Ergebnisse von 10 Werken[2]). Die Düsen hielten nur 5—8 Chargen. Die Konverterauskleidung 60 Chargen. Die Haltbarkeit der Böden und der Auskleidung hat auch deshalb eine so große Bedeutung, weil jede Auswechselung einen Ausfall an Erzeugungsmenge mit sich bringt.

14. Die chemischen Vorgänge im Konverter.

Allgemeines.

Es handelt sich um Veränderungen, die alle Eisenbegleiter des Eisens, vornehmlich C, Si, Mn, P und ein Teil des Eisens selbst durch die Einwirkung des Luftsauerstoffs erleiden. S und Cu und einige andere seltenere Begleiter spielen eine besondere Rolle.

Man muß sich darüber klar sein, daß in Übereinstimmung mit S. 26, ebenso wie im Frischherd und Puddelofen der Luftsauerstoff nicht unmittelbar, sondern auf dem Wege über Eisensauerstoffverbindungen wirkt. Nur geschieht es hier anders wie beim Schweißeisen, weil eine höhere Temperatur besteht, und weil der Luftsauerstoff infolge günstiger Verteilung sehr viel Angriffspunkte findet.

Der erstere Umstand macht auch FeO wirksam, der zweite Umstand bewirkt den schnellen Verlauf des Frischvorganges.

An eine unmittelbare Einwirkung des Luftsauerstoffs kann man nicht glauben, weil sie keine Erklärung für die außerordentlich schnelle Frischwirkung geben würde. Aber wenn diese auch vielleicht durch eine außerordentlich schnelle Wanderfähigkeit des Kohlenstoffs von Molekül zu Molekül gedeutet werden könnte, so bleibt doch bestehen, daß man im Flußeisen, im Gegensatz zu Schweißeisen, tatsächlich FeO nachweisen kann, das als Überschuß zurückgeblieben ist. Dies macht sich störend bemerkbar und erfordert die Anwendung von Desoxydationsmitteln, mit denen wir uns eingehend beschäftigen werden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1897, S. 381.

[2]) Vortrag von Thomas, Stahl und Eisen, 1881, S. 184, auch ebenda, 1882, S. 384.

Auf die Reihenfolge der chemischen Körper bei der Oxydation muß besonders geachtet werden. Sie ist nicht immer dieselbe, sondern wechselt mit der Temperatur. Abgesehen davon spielt das Massenwirkungsgesetz[1]) eine große Rolle. Dieses Gesetz besagt, daß die Reaktion, d. h. der Ausgleich des chemischen Gleichgewichts bei starker Konzentration schnell, bei schwacher langsam erfolgt, und daß im letzteren Falle schließlich eine solche Trägheit eintreten kann, daß sie praktisch genommen Ruhe darstellt.

So kommt es auch, daß die letzten Reste der Eisenbegleiter nicht mehr entfernt werden können. Auch ist auf diese Weise zu erklären, daß z. B. Mn in dem einen Falle sauerstoffverwandter als Si erscheint und in einem anderen Falle bei derselben Temperatur das Umgekehrte besteht.

Auch den Begriff der Lösung müssen wir vor Augen haben. Er spielt bei der Schlackenbildung unter Nebenhergehen von chemischen Verbindungen eine große Rolle.

Es gilt hier ebenso wie beim Hochofen das Bild von dem Salzkorn und dem Eiskorn auf der Straßenbahnschiene[2]). Beide berühren sich und gehen schmelzend eine Lösung miteinander ein, die bei der herrschenden Temperatur flüssig ist. Daß keine chemische Verbindung dabei im Spiele ist, erkennt man daran, daß es gleichgültig ist, was für ein Salz man wählt; nur muß die entstehende Lösung bei der betreffenden Temperatur flüssig sein. Auf diese Weise wird erklärt, daß man auch eine flüssige Thomasschlacke erhält, obwohl die Silikate eine ganz untergeordnete Rolle spielen. Wird bei einer Reaktion ein chemischer Körper erzeugt, der sogleich in Lösung geht, so wird diese Reaktion begünstigt. Dieser Satz erweist sich überall, wo die Schlacke einwirkt als sehr bedeutungsvoll.

Die Sauerstoffverwandtschaft ist in hoher Temperatur beim Fe am geringsten; infolgedessen ist es dabei möglich, alle Eisenbegleiter ohne allzuhohen Eisenverlust abzuscheiden.

Wie wir gesehen haben, bildet die Entstehung und Auflösung von FeO im Eisenbade die Grundlage aller Oxydationsvorgänge beim Windfrischen.

Daß sich innerhalb des Eisenbades Fe_3O_4 bildet, ist ausgeschlossen; denn es würde in statu nascendi zerfallen.

$$Fe_3O_4 + Fe = 4\ FeO.$$

Die Frischvorgänge muß man also so schreiben

$$\begin{aligned} Si + 2\ FeO &= SiO_2 + 2\ Fe \\ 2\ P + 5\ FeO &= P_2O_5 + 5\ Fe \\ C + FeO &= CO + Fe \\ Mn + FeO &= MnO + Fe. \end{aligned}$$

[1]) Von Guldberg und Waage in mathematische Form gebracht.

[2] Vgl. Bd. I im Kapitel über Schlackenkonstitution.

Ideal wäre es, wenn alles FeO aufgebraucht würde, um die Eisenbegleiter zu oxydieren. Aber es besteht ein Überschuß, der sich darin äußert, daß das Flußeisen am Schluß gelöstes FeO enthält und darin, daß die Schlacke beim sauren und beim basischen Verfahren stark eisenhaltig ist. Es sind also Eisensauerstoffverbindungen verschlackt.

Wie dies geschieht, werden wir beim Verhalten des Fe kennen lernen. Hier soll nur darauf hingewiesen werden, daß die Schlacke im späteren Verlauf Sauerstoff an das Eisenbad zurückzugeben vermag.

Das Verhalten des Kohlenstoffs.

C wird im Sinne der Gleichung

$$FeO + C = Fe + CO$$

verbrannt.

Das entstehende CO wird oberhalb des Eisenbades z. T. zu CO_2 durch überschüssigen Luftsauerstoff höher oxydiert. Diesem letztgenannten Vorgang geschieht kein Einhalt, weil eine Dissoziation ($CO_2 = CO + O$) erst in viel höherer Temperatur inbetracht kommt [1]).

Im Eisenbade selbst kann CO_2 nicht entstehen. Es würde in statu nascendi unter O-Abgabe an Fe und seine Begleiter zerfallen.

Die weiter unten folgenden Schaubilder der Gaszusammensetzung lassen erkennen, daß nur ein kleiner Teil des C an CO_2 gebunden wird, z. B. nur 14 %, während 86 % zu CO verbrennen.

Die Verbrennung des C geschieht anfangs langsam, ja es kann sogar infolge Einschränkung der Roheisenmenge durch Si und Mn-Verlust seine Gehaltsziffer ansteigen. In dieser Zeit beansprucht Si und Mn den gesamten Sauerstoff, namentlich dann, wenn die Temperatur des Roheisens nicht sehr hoch, und die Verwandtschaft des C zum O infolgedessen noch nicht groß ist. Dies wird dann anders. Die C-Kurve fällt steil ab, um (wenigstens beim basischen Verfahren) wieder infolge der Einwirkung geringer Konzentration flach auszulaufen. Zusätze tragen am Schluß meist wieder C ein.

Man kann nur auf 0,04 % C herunterblasen, selbst wenn man stark überbläst und viel FeO in das Flußeisen führt [2]). Praktisch gilt 0,05 bis 0,06 %.

Von den Beziehungen des C zu der P-Abscheidung soll beim P die Rede sein. Auch von dem Begriff des Nachblasens.

Bemerkenswert ist, daß in der Höchsttemperatur die Sauerstoffverwandtschaft des C von keinem anderen Körper übertroffen wird.

---

[1]) Die Höchsttemperatur der Konvertergase ist etwa 1600°. Dabei findet noch keine nennenswerte Dissoziation statt (Bd. I, Chemischer Verlauf des Hochofenvorganges. Siehe auch Feuergase beim Martinofen).

[2]) Müller, Stahl und Eisen, 1884, S. 70, 0,04 % C und 0,1 % Mn trotz 15 Minuten langen Überblasens.

Das Verhalten des Siliziums im Konverter.

Si gilt in der landläufigen Darstellung als der sauerstoffverwandteste Körper. Dies ist auch richtig, wenn die Temperatur nicht sehr hoch ist und dem Kohlenstoff und auch dem Mangan den Vortritt gestattet. Allerdings steht damit nicht im Einklang, daß Si nach Berzelius der am schwersten verbrennbare Körper ist, und Siliziumlegierungen nicht rosten. Dieser Widerspruch klärt sich dadurch auf, daß das Vereinigungsbestreben von SiO_2 und Basen, namentlich FeO außerordentlich groß ist und seine Oxydation unterstützt [1]).

Als Wärmeträger spielt Silizium eine bedeutsame Rolle, die allerdings beim modernen basischen Verfahren wegen der kleinen Gehalte nicht voll zur Geltung kommt. Die entstehende Kieselsäure bindet sich schnell an Eisen- und Manganoxydul. Dies geschieht auch beim basischen Verfahren, wo der Kalk zunächst noch zu kalt ist, um in Verbindung und Lösung einzutreten, was dem späteren Verlaufe vorbehalten ist. Im allgemeinen verschwindet Si sehr schnell bis auf Spuren oder so kleine Gehalte, daß man sie nicht mehr analytisch verbürgen kann. Es gibt aber auch Ausnahmen und zwar bei sehr heiß geführten Schmelzen. Diese fallen infolge des verbleibenden Si-Gehaltes immer hart, d. h. siliziumreich aus. Wird die hohe Temperatur dadurch erzielt, daß der Siliziumgehalt des Roheisens außergewöhnlich hoch ist, so gilt dies umsomehr [2]). Tritt ein Si enthaltendes Eisenbad beim Fertigmachen mit einer P_2O_5reichen Schlacke zusammen, so erweist sich Si als sauerstoffverwandter und es tritt eine Reduktion des P_2O_5 ein. Diese Rückphospherung wird uns beim Phosphor noch beschäftigen.

Geschieht dasselbe bei einer Mn-reichen Schlacke, so tritt eine Reduktion des MnO ein. Der Mn-Gehalt des Eisenbades wächst mitunter außerordentlich schnell.

Der letzteren Erscheinung widerspricht scheinbar der Vorgang: $2\,Mn + SiO_2 = 2\,MnO + Si$, der mit einer Einwanderung des Si in das Eisenbad endet.

Der Widerspruch wird dadurch beseitigt, wenn man verschiedene Konzentration und Temperatur berücksichtigt.

Es handelt sich also um die umkehrbare Reaktion:

$$2\,Mn + SiO_2 \rightleftarrows 2\,MnO + Si.$$

---

[1]) Die Erklärung die Naske (Stahl und Eisen, 1907, S. 192) gibt, will dem Verfasser nicht einleuchten. Er weist darauf hin, daß schon in Rotglut CO und CO_2 auf Si unter SiO_2-Bildung einwirken.

$$Si + CO_2 = SiO_2 + C; \quad Si + 2CO = SiO_2 + 2C$$

Dadurch wird C immer wieder neugebildet.

Diese Darstellung klärt aber nicht auf, warum Si sich auch an Mn vorbei an den Sauerstoff heran drängt.

[2]) Casperson und Åkerman nehmen die Reaktion $SiO_2 + 2CFe = 2CO + SiFe_2$ (Umwandlung von Eisencarbid in Siliziumferrit) an. (Stahl und Eisen, 1883, S. 71.)



Das Verhalten des Mangans.

Mangan verhält sich im allgemeinen wie Si. Es ist (abgesehen von der Höchsttemperatur) weniger sauerstoffverwandt, aber stärkere Konzentration kann dies ausgleichen.

Man kann seinen Gehalt auf etwa 0,15 % herunterblasen. Geringere Werte stellen Ausnahmen dar. Die Temperatur spielt auch hier eine Rolle. Heißgehende Schmelzen enthalten am Schluß viel Mn. Kaltgehende wenig. Im ersteren Falle drängt sich C vor. Dies gilt in gleicher Weise für den sauren und den basischen Betrieb[1]).

In hoher Temperatur wird auch der P sauerstoffverwandter und kann bereits verschlacktes MnO reduzieren. Es entsteht dann in der Mn-kurve des Schaubildes ein regelrechter Buckel, der sogenannte »Manganbuckel«[2]).

$$5\ MnO + 2\ P = 5\ Mn + P_2O_5$$ [2])

Durch diese Erscheinung wird widerlegt, daß Mn eine Rückphospherung durch Reduktion der P_2O_5 veranlassen könne. Gerade das Umgekehrte ist der Fall.

Beim sauren Verfahren bildet MnO mit der SiO_2 den Hauptbestandteil der Schlacke. Beim basischen Verfahren tritt der Anteil beider Körper mehr zurück.

Der Mangangehalt wirkt als Bekämpfer übergroßer FeO-Aufnahme und der damit verbundenen Rotbruchgefahr wohltätig. Seinen Einfluß werden wir bei den Desoxydationsvorgängen kennen lernen. Nur muß betont werden, daß nachträglich eingesetztes Mn niemals das Fehlen eines ausreichend bemessenen Mn-Gehalts des Roheisens ausgleichen kann; geradeso wie man beim menschlichen Körper durch Arzeneien schwere Ernährungsfehler nur zum Teil ausgleichen kann.

Die Festsetzung des richtigen Mn-Gehalts im Roheisen bildet eine wichtige Aufgabe. Bei der Auswahl des Roheisens wird davon die Rede sein.

Das Verhalten des Phosphors.

Etwas Phosphor entweicht in gasförmiger Verbindung. Es ist aber so wenig, daß es praktisch nicht aus dem Rahmen der Analysenfehler kommt oder wenigstens ohne Belang ist[3]).

---

1) Müller gelang es, bei 15 Minuten langem Überblasen den Gehalt auf 0,1 zu drücken. Stahl und Eisen, 1884, S. 70. Hilgenstock nennt 0,07—0,25 Mn (Stahl und Eisen, 1886, S. 525). Die Angabe im Schaubild von Howe (Stahl und Eisen, 1903, S. 563), »0,01 Mn« ist offenbar falsch.

2) Dieses Verhalten von MnO zu P ist auch von Stead durch eine Tiegelschmelze bestätigt und eine Anreicherung des Mn-Gehalts von 0,12 % auf 3,24 % festgestellt.

3) Es ist allerdings noch nicht möglich gewesen, eine gasförmige P-Verbindung in den Gasen zu entdecken (vgl. die Doktorarbeit Laval-Aachen); andererseits hat man rechnungsmäßig einen P-Verlust festgestellt. Vogel hat auch in dem Flugstaub eines Kleinkonverters P gefunden und auch rechnungsmäßig einen Verlust abgeleitet (Stahl und Eisen, 1891, S. 263). In Hörde hat man nach Wedding auch festgestellt, daß dieser Verlust bei kälteren Schmelzen = Null, aber bei heißen Schmelzen bemerkenswert sei.

Davon abgesehen, bleibt der P-Gehalt des Roheisens beim sauren Verfahren bestehen[1]), läßt sich aber beim Thomasverfahren bis auf etwa 0,05—0,06 % entfernen. Weiter herunterzukommen, ist auch bei starkem Überblasen der Charge, im Gegensatz zum Martinofen (bis 0,025—0,030 %) und Elektrischen Ofen unmöglich. Die Begründung dieses verschiedenen Verhaltens beim sauren und basischen Verfahren erfordert die folgende Darlegung:

Die Vorbedingungen für eine wirkungsvolle Entphospherung sind:

1. Die Möglichkeit der Oxydation des P zu P_2O_5.
2. Die Anwesenheit einer freien Base, um P_2O_5 zu binden.
3. Die Abwesenheit von SiO_2, das die entstandene P_2O_5-Verbindung wieder zerlegen würde.
4. Die Abwesenheit von C, das die entstandene P_2O_5 wenigstens zum Teil wieder reduziert.

Die 1. Bedingung ist auch im sauren Konverter gegeben, aber nicht die 2. und 3.

Als Basen kommen nur FeO und CaO in Betracht; Ersteres haben wir beim Puddelofen als sehr wirksames Mittel kennen gelernt; es dient auch im gleichen Sinne im Elektroofen. Für uns kommt nur CaO in Betracht, wie wir sehen werden, weil alle Eisenphosphate in der hohen Konvertertemperatur vom gekohlten Fe sehr schnell zerlegt werden.

Die Entphospherung allein mit FeO ohne CaO durchzuführen, gelingt erfahrungsgemäß nicht.

Wie wir durch Hilgenstock[2]) wissen, bildet P das vierbasische Kalziumphosphat 4 $CaOP_2O_5$, das uns noch weiter unten bei der Kennzeichnung der Thomasschlacke beschäftigen wird. Dies ist das einzige CaO phosphat, das nicht durch Fe zerlegt wird. Ist letzteres gekohlt, so trifft dies nicht zu.

Der letzte Umstand kennzeichnet die vierte Bedingung und macht verständlich, daß eine vollständige Entphospherung erst eintreten kann, wenn der Kohlenstoff fast vollständig entfernt ist. Darauf beruht die bereits von Thomas erkannte Notwendigkeit des Nachblasens, d. h. des über den Entkohlungspunkt, lediglich der vollständigen Entphospherung wegen fortgesetzten Blasens.

---

[1]) Eine Ausnahme besteht allerdings, wenn man bei sehr hochliegenden Düsen große Windmengen in einen kaltgehenden, sauren Konverter einführt. Dies haben Thomas & Gilchrist bei ihren ersten Versuchen festgestellt (Stead, Stahl und Eisen 1883, S. 263). Es entsteht sehr viel FeO und demnach eine basische Schlacke. Die niedrige Temperatur tut ihr übriges, um den Einfluß des C herabzumindern.

[2]) Stahl und Eisen, 1886, S. 525. Hilgenstock schmolz 4 $CaOP_2O_5$ im Tiegel mit reinem Fe. Der P-Gehalt stieg nur von 0,04 auf 0,08 %. Nahm er 3 $CaOP_2O_5$ erhielt er 0,38 % P. Wählte er statt des reinen Fe gekohltes Eisen, so erhielt er auch bei 4 $CaOP_2O_5$ 1,1 % P.

Dieser Einfluß des C ist bei hoher Temperatur besonders stark. Daher geht die Entphospherung besser und schneller vonstatten, wenn die Temperatur niedrig ist.

Es ist nachzutragen, daß die Verbindung 4 $CaOP_2O_5$ erst auf dem Umwege über 3 $FeO \cdot P_2O_5$ zustande kommt; denn anfangs ist CaO zu kalt, um wirksam zu sein. Die entstehende P_2O_5 findet also nur FeO als Base vor und bildet Eisenphosphat und zwar nach Finkener[1]) 3 $FeOP_2O_5$. Wird der Kalk heiß und reaktionsfähig, so kommt eine gegenseitige Lösung zustande und innerhalb dieser Lösung bildet sich 4 $CaOP_2O_5$.

Dazu genügt nach Voigt[2]) schon dunkle Rotglut. Man kann dies an Kalkauswürflingen sehen, die außen einen Fe_3O_4-Panzer tragen. Interessant ist die Beobachtung, daß auch das Innere schon P aufgenommen hat.

Wir haben also die Vorgänge:

$$2\,P + 5\,O + 3\,FeO = 3\,FeO \cdot P_2O_5$$
$$4\,CaO + 3\,FeOP_2O_5 = 4\,CaO \cdot P_2O_5 + 3\,FeO.$$

Diese Darstellung, die in ihren Grundzügen auch schon Thomas gibt, ist im Sinne des Hilgenstockschen Vortrages Allgemeingut geworden: sie wird aber nur für einen kleinen Teil des P zutreffen. Der Hauptanteil wird solange auf seine Oxydation warten müssen, bis CaO reaktionsfähig geworden ist. Dies bestätigen auch die weiter unten folgenden Schaubilder. Würde es anders sein, so müßte man vergeblich fragen: Wie sollen die großen FeO-Mengen beschafft werden; denn auf 1 kg P_2O_5 kommen 1,5 kg FeO? Abgesehen davon wird Eisenphosphat in der hohen Temperatur sehr schnell von gekohltem Fe zerlegt.

Die Zerlegung des Kalziumphosphats durch SiO_2 wird so ausgedrückt:

$$4\,CaO \cdot P_2O_5 + 2\,SiO_2 = P_2O_5 + 2\,(SiO_2 \cdot 2\,CaO)$$
$$P_2O_5 + 5\,C = 2\,P + 5\,CO$$
$$P_2O_5 + 5\,Fe = 2\,P + 5\,FeO$$

Die Phosphorsäure schwebt also nach Zerlegung des Kalziumphosphats gewissermaßen in der Luft und fällt sogleich entweder der Zersetzung durch C oder Fe anheim, indem sie freiwerdend sogleich Eisenphosphid Fe_3P bildet.

Aus der Einwirkung der SiO_2 folgt unmittelbar, daß ein nachträgliches Eintragen der SiO_2 in eine bereits gebildete Phosphatschlacke zu einer Rückwanderung des P in das Eisenbad führt. Man nennt diesen Vorgang »Rückphospherung«. Setzt man einem entphospherten Flußeisen

---

[1]) Stahl und Eisen, 1886, S. 525 und Mitteilung der techn. Versuchsanstalt Berlin, 1883, S. 31.

[2]) Doktorarbeit Freiberg-Dresden 1910.

Ferrosilizium zu, ohne die Schlacke vorher zu entfernen, so erfährt es sogleich eine Phosphoraufnahme infolge der Entstehung von SiO_2. Man muß daher vorher für die Entfernung der Schlacke sorgen oder, was einfacher ist, das Ferrosilizium in die Pfanne geben und die aus dem Konverter ausfließende Schlacke zurückhalten.

Auch die Pfannenschlacke und die aus dem Spiegeleisenkupolofen in die Gießpfanne mitgenommene Schlacke wirken auf Rückphospherung. Jung[1]) beobachtete im Konverter bei festem Zusatz eine Rückphospherung = 0,01 % P, und eine solche von 0,025 % in der Pfanne.

In gleichem Sinne, nur in viel schwächerem Maße wie SiO_2 wirkt auch nachträglich zugefügter Kohlenstoff.

Diese Erscheinung ist für die praktische Ausführung des Thomasverfahrens außerordentlich wichtig; denn es wird am Schluß der Schmelze immer Kohlenstoff durch die Zusätze zugeführt.

Wollte man aber die Schlacke immer erst sorgfältig entfernen, würde man zuviel Zeit verlieren. Man beschränkt sich deshalb, soweit es sich nicht gleichzeitig um Si-Zusatz handelt, nur bei hartem (d. i. kohlenstoffreichem) Flußeisen auf bestimmte Vorsichtsmaßregeln, von denen weiter unten die Rede sein wird. Da die Reduktion der P_2O_5 der Schlacke einer gewissen Zeit bedarf, so kann man die Gefahr mildern, wenn man kurze Zeit nach dem Zusatz das Flußeisen abgießt.

Bei weichem Flußeisen ist die Verdünnung des C so groß, daß man eine Rückphospherung unter gewöhnlichen Verhältnissen nicht zu befürchten braucht. Bei Schienen und anderem harten Material ist dies natürlich anders[2]).

Sehr beträchtlich wird die Rückphospherung, wenn der Kohlenstoff in Form von Koks- oder Anthrazitpulver zugefügt wird. Es scheint, als wenn der Kohlenstoff, so lange er noch nicht vom Eisen gelöst ist, ganz besonders kräftig auf P_2O_5 einwirkt. Wie bereits erwähnt, verursacht Mn dagegen keine Rückphospherung.

Die Temperatur spielt bei der Rückphospherung eine große Rolle. Sehr heiße Schmelzen neigen dazu, weil das Reduktionsvermögen des C sehr groß ist, und nicht zu vergessen, weil die Pfannenauskleidung stark angegriffen und viel SiO_2 in die Schlacke gelangt[3]). Dasselbe gilt von langewährendem Gießen.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1919, S. 14. (Peine.)

[2]) So hatten weiche Schmelzen in einem westfälischen Werke nur immer 0,05—0,06 % P, wenn man keine Vorsichtsmaßregeln gebrauchte, harte dagegen trotz der Vorsichtsmaßregeln 0,07 % P.

[3]) Steinweg (Doktorarbeit Berlin) behauptet, daß eine Rückphospherung durch C nur eintrete, wenn SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3 in der Schlacke anwesend seien. Diese wirkten auf die Entstehung von Phosphaten, die nicht widerstandsfähig genug gegen C-haltiges Eisen sind.

Die weiter unten folgenden Schaubilder zeigen beim sauren Verfahren das Fehlen jeder P-Abnahme, beim basischen Verfahren eine

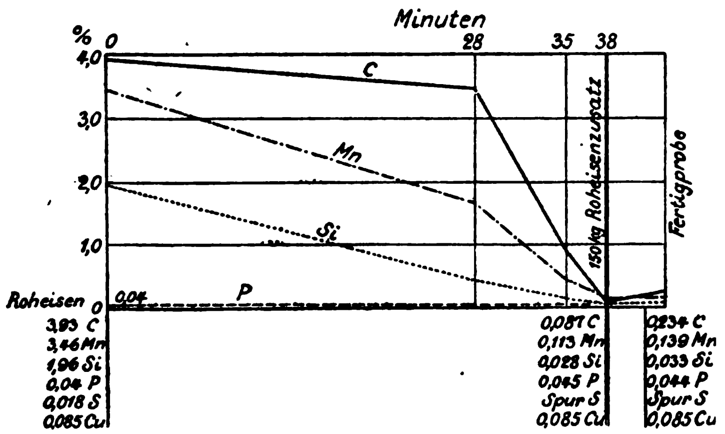


Abb. 89. Schaubild einer ungewöhnlich ausgedehnten sauren Schmelze in Neuberg 1866), mit sehr silizium-, mangan- und graphitreichem Holzkohlenroheisen ausgeführt. Die Schlacke ist naturgemäß sehr reich an FeO, trotzdem Si und Mn das Fe schützen. Die kleine P-Zunahme erklärt sich aus der Verringerung der Eisenmenge durch Abbrand (Österr. Zeitschrift, 1867, S. 179).

scharf gekennzeichnete Kurve im Zusammenhang mit der Abnahme des C. Erst wagerecht oder flach abfallend, dann steil fallend und flach auslaufend.

Wenn in dem einen Schaubilde die Kurve mit Steilabfall beginnt, der aber schnell aufhört, so ist eine geringe Anfangstemperatur im Spiele. Beim basischen Martinofen liegt die Sache anders, hier beeinflußt die C-Kurve nicht die P-Kurve. Dies wird gemeinhin mit einer niedrigeren Anfangstemperatur gedeutet. Wie wir sehen werden, ist dem aber nicht so, es hängt mit der Schlacke zusammen.

Andere Schlackenzuschläge als Kalk haben sich nicht bewährt. Man hat Fe_2O_3, Eisenerz, Flußspat, Kryolith, auch MgO-haltigen Kalk, auch Gemische von Eisenerz und Kalk (Thomas) versucht, ohne Erfolg zu haben [1]). Die Entphospherung läßt sich

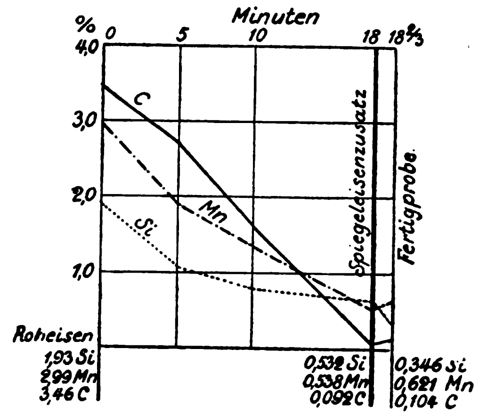


Abb. 90. Schaubild einer sauren Schmelze in Osnabrück (nach Müller, Zeitschr. d. Ing. 1878 S. 390). Auffallend ist der steil einsetzende Abfall der C-Linie, der auf eine sehr hohe Anfangstemperatur schließen läßt. Daß die Schmelze sehr heiß verlaufen ist, bestätigt der hohe Si- und Mn-Gehalt am Schluß.

[1]) Vgl. hierüber Beck V. S. 651—653.

eben nur mit CaO wirkungsvoll ausführen, weil in der hohen Temperatur jedes andere Phosphat, auch das Eisenphosphat von gekohltem Fe schnell zerlegt wird.

Beim Puddelverfahren und im elektrischen Ofen wird allerdings P im Eisenphosphat entfernt, aber im ersteren Falle ist die Temperatur, namentlich im Anfange viel geringer und bei letzterem, ist die vollständige Entkohlung des Eisens vorhergegangen. Ist die Entkohlung im Puddelofen unvollkommen, wie beim Stahlpuddeln, so ist auch trotz geringerer Temperatur die Entphosphorung schlecht.

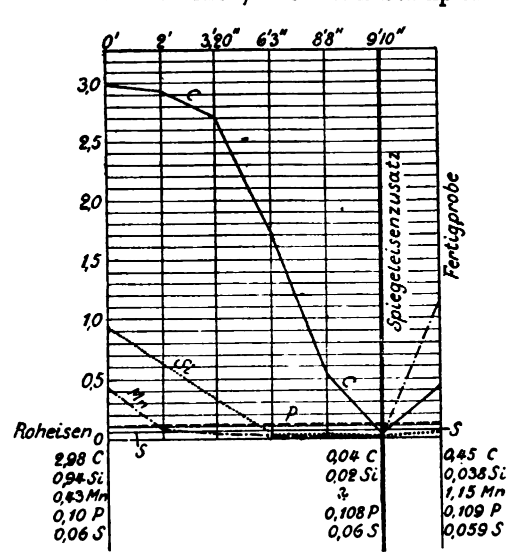


Abb. 91. Schaubild einer sauren Schmelze, wie sie für die Vereinigten Staaten kennzeichnend ist. Bemerkenswert ist der niedrige Si- und Mn-gehalt des Roheisens und die kurze Blasedauer, die einen Steilabfall der *C*-Linie bedingt (nach Howe, in Stahl und Eisen, 1903, S. 562 gezeichnet).

Das Verhalten des Eisens.

Wie oben gesagt, vermittelt FeO die Übertragung des Luftsauerstoffs an die Eisenbegleiter. Es verbleibt aber ein Überschuß, der zum Teil vom Eisenbade gelöst wird und Störungen verursacht, wenn man nicht besondere Maßnahmen einleitet (Desoxydation). Ein anderer Teil gelangt an die Oberfläche und wird verschlackt.

Ob es dabei FeO bleibt oder höher oxydiert wird, darüber soll die hier folgende Darlegung sprechen:

Welche Oxydationsstufe kommt in Betracht? Fe_2O_3 auf keinen Fall; denn diese Verbindung ist in beginnender Weißglut unbeständig

$$3\,Fe_2O_3 = 2\,Fe_3O_4 + O.$$

Es kann sich also nur um Fe_3O_4 handeln. Dies ist eine beständige Verbindung, die sich überall bildet, wo erhitztes Fe die Luft berührt z. B. in Wärmöfen und in Schmiedefeuern.

Wir müssen nun saures Verfahren und basisches Verfahren auseinanderhalten. Das erstere liefert Schlacken, die nur FeO enthalten, das letztere nur solche mit viel Fe_3O_4.

Dieses verschiedene Verhalten ist leicht zu erklären:

Beim sauren Verfahren wirkt das entstehende und aus dem Futter abschmelzende SiO_2 sogleich ein und reißt das FeO an sich, ehe es

sich höher oxydieren kann. Sollte sich aber Fe_3O_4 gebildet haben, so tritt sogleich eine Rückverwandlung ein: $Fe_3O_4 + 2SiO_2 + Fe = 4\,FeO\,2\,SiO_2$.

Genügt die aus dem Si hervorgehende SiO_2 nicht, so wird die Schlacke basisch und reißt dann umsomehr SiO_2 aus dem Futter an sich. Es wird dadurch ein Überschuß an FeO sogleich ausgeglichen.

Beim basischen Verfahren ist das wenige SiO_2 schnell von MnO mit Beschlag belegt und eine Anleihe aus dem Futter unmöglich. Was geschieht hier mit dem FeO? Die Antwort muß lauten: Es wird zu Fe_3O_4 oxydiert und ist dann befähigt, eine Lösung mit dem CaO einzugehen, was für FeO unter den obwaltenden Verhältnissen nicht gilt. Die Menge des letzteren muß in der folgenden Erwägung bemessen sein: Kurz vor dem Nachblasen sind alle Eisengleiter bis auf einen Teil des P entfernt. Um auch den letzteren zu entfernen, muß weitergeblasen und Fe in großer Menge oxydiert werden; denn der Luftsauerstoff findet sonst keinen anderen Körper vor.

Um so große Mengen von Eisensauerstoffverbindungen zu verschlacken, ist ein großer Kalküberschuß nötig, der über die Verbindung $4\,CaOP_2O_5$ hinausgeht. Das Kalkstück, das FeO berührt, muß aber warten, bis das letztere zu Fe_3O_4 oxydiert ist; dann aber wird es gleich

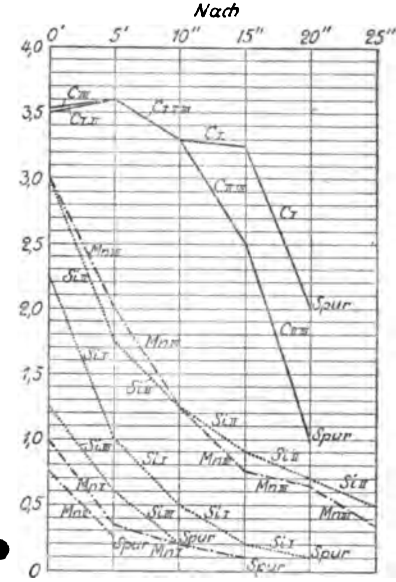


Abb. 92. Schaubilder von sauren englischen Schmelzen nach Stead. (Stahl und Eisen, 1883, S. 261.) Die Linien C_I Si_I Mn_I deuten gewöhnliche (englische) Verhältnisse an. Die Linien C_{II} Si_{II} Mn_{II} eine Schmelze mit sehr hohem Si-Gehalt, bei geringem Mn-Gehalt. Die Linien C_{III} Si_{III} Mn_{III} eine Schmelze mit sehr hohem Mn-Gehalt und verhältnißmäßig niedrigem Si-Gehalt. In den beiden letzten Fällen drängt sich C infolge der hohen Temperatur stark vor, und es bleibt ein großer Betrag von Si und im anderen Falle von Mn im Flußeisen zurück.

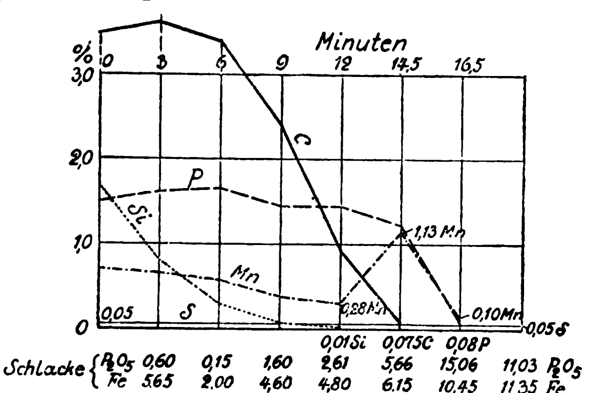


Abb. 93. Schaubild einer basischen Schmelze aus den ersten Zeiten des Thomasverfahrens. Von Windsor Richards auf den Estonwerken bei Middlesborough 1879 aufgezeichnet (vgl. Beck V, S. 655). Der Einsatz ist ungewöhnlich *Si*-reich und *Mn*-arm. Beginn des Nachblasens nach 14,5 Minuten. Die Mangankurve zeigt, daß *Mn* aus der Schlacke herausreduziert ist (Manganbuckel). Die Schlackenzusammensetzung läßt erkennen, daß *Fe* vorübergehend durch *C* reduziert ist. Der P_2O_5-Gehalt der Schlacke erfährt bei Beginn eine Zunahme aus dem Kalkstein.

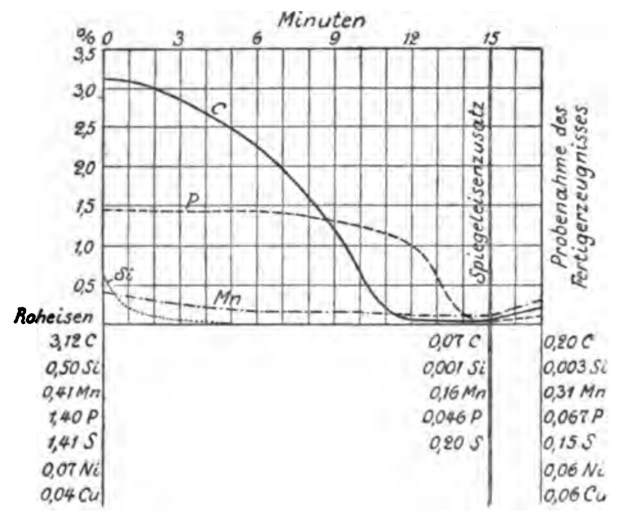


Abb. 94. Schaubild einer basischen Schmelze in Hörde im Jahre 1879, von Finkener gezeichnet. (Mitteilungen der techn. Versuchsanstalt in Berlin, 1883, S. 31.) Der *Mn*-Gehalt ist ungewöhnlich gering. Die Entschwefelung ist infolgedessen schlecht. Das Roheisen ist an sich sehr schwefelreich. Daß ein solcher *Mn*- und *P*-armer Einsatz überhaupt mit Erfolg verblasen werden konnte ist nur durch hohe Anfangstemperatur zu erklären.

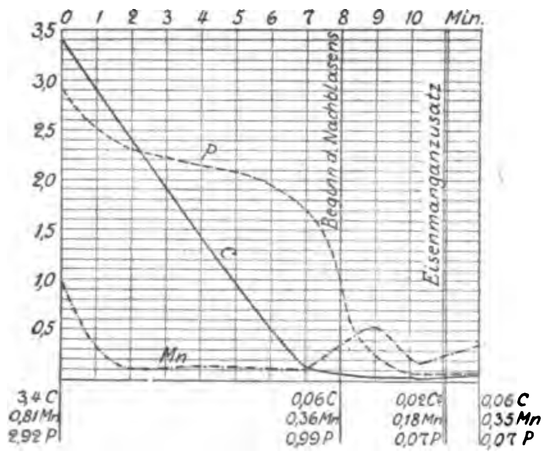


Abb. 95. Schaubild einer basischen Schmelze in Peine 1888), von Ledebur veröffentlicht. Der *Mn*-Gehalt ist normal. Der *P*-Gehalt ist den dortigen Verhältnissen angepaßt, aber um 1% höher wie sonst gebräuchlich. Der *Si*-Gehalt ist nicht angegeben, aber wahrscheinlich nicht beträchtlich, was aus dem starken Abfall der *Mn*-Linie geschlossen werden kann. Während des Nachblasens entsteht der »Manganbuckel« in der *Mn*-Kurve, und es bleibt auch infolge dieser Erscheinung ein beträchtlicher *Mn*-gehalt im Flußeisen zurück. (Vgl. auch Schaubild 93.)

gelöst und ein anderer FeO Körper dem Luftsauerstoff zugänglich gemacht.

In **Rücksicht auf diese Eisensauerstoffverbindungen muß also der große Kalküberschuß gegeben werden.**

Der Leser sei hier auf Bd. I verwiesen, wo die Hochofenvorgänge im Sinne derselben Verschlackungstheorie behandelt sind. Hier aber handelt es sich um Reduktionsvorgänge. Das Stück Gangart muß warten, bis das Stück Fe_2O_3 zu FeO **reduziert** ist; erst dann erfolgt die gegenseitige Lösung. Hier handelt es sich um **Oxydationsvorgänge.** Hier gilt der umgekehrte Vorgang.

Ob bei der Vereinigung von Fe_3O_4 und CaO chemische Verbindungen im Spiele sind, oder ob es sich nur um Lösungsvorgänge oder um beides handelt, ist an sich gleichgültig[1]). (Vgl. darüber Bd. I, Reduktionsvorgänge im Lichte der Verschlackungstheorie.)

[1]) Über Kalziumferrite siehe Metallurgie 1910, S. 303.

Die praktische Erfahrung lehrt jedenfalls, daß ohne einen bestimmten Fe-Gehalt keine dünnflüssige Schlacke im Konverter erzielt werden kann. Ist die Schlacke nicht dünnflüssig, ist sie auch nicht reaktionskräftig und entphosphert nicht genügend.

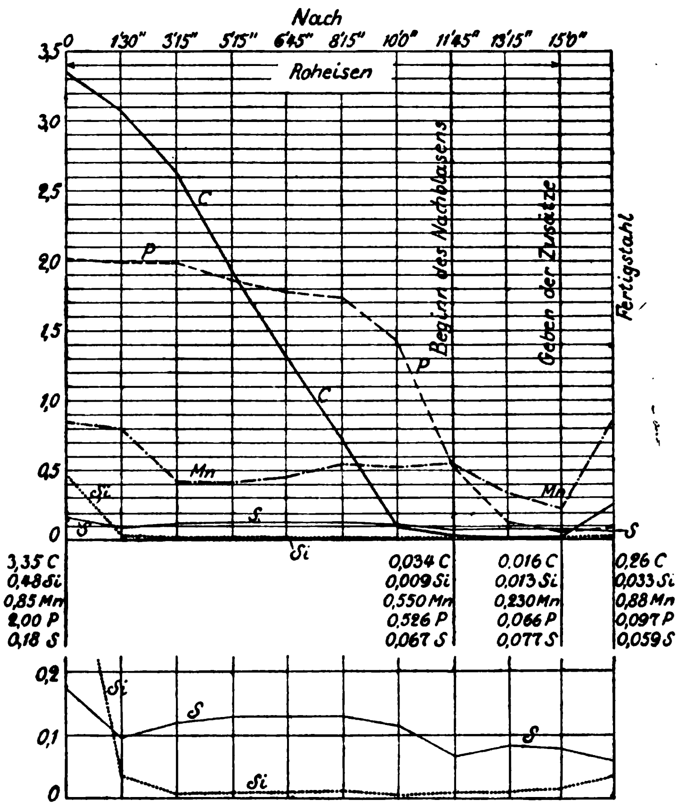


Abb. 96. Schaubild einer basischen Schmelze, von Laval in Düdelingen untersucht (vg Doktorarbeit Aachen). Auch hier zeigt sich eine *Mn*-Reduktion aus der Schlacke, wenn auch nicht in solch steiler Linienführung wie in den Schaubildern Abb. 93 u. 95. Auch die *S*-Abnahme während des Nachblasens ist bemerkenswert.

Kaltes Roheisen liegt oft 10 Minuten untätig im Konverter, bis sich die Temperatur langsam auf 1400° gehoben hat, und die Verbrennung des C einsetzt[1]). Solche Schmelzen werden sehr viel Fe an die Schlacke abgeben; denn der Luftsauerstoff findet nur beschränkte Abnahme seitens anderer Körper.

Durch starke Temperaturerhöhung in die Länge gezogene Schmelzen enthalten gleichfalls viel Fe in der Schlacke[2]). Das gilt auch von

[1]) Müller. Stahl und Eisen, 1884, S. 258.

[2]) Vergleiche die ebengenannte Quelle.

sauren und basischen Schmelzen, bei denen Stücke der Auskleidung abgebrochen sind. Diese müssen in der Schlacke gelöst werden. Zu diesem Zwecke muß die Schlacke mehr Eisen aufnehmen, und damit dieses vorhanden ist, umso länger geblasen werden. Beim sauren Verfahren entsteht FeO, beim basischen Fe_3O_4

Ändert sich im Verlaufe des Blasens die Temperatur und Konzentration, so geschieht es, daß der Sauerstoff an das Eisenbad zurückgegeben wird. Es ändert sich dann der Fe-Gehalt der Schlacke, deren Fe_3O_4 in FeO und Fe übergeht[1]).

Diese Erscheinung lassen die Zahlentafeln S. 165 und 166 erkennen[2]). Der Fe-Gehalt der Schlacke nimmt zeitweilig infolge der Reduktion des FeO und Fe_3O_4 ab. Es geht also dasselbe wie im Puddelofen vor sich.

Der Sauerstoff findet hier einen Sammler. Kann er nicht an andere Körper abgesetzt werden, nimmt ihn das Fe auf, um ihn später zurückzugeben. Bei Erklärung des stürmischen Blaseverlaufs werden wir auch davon hören.

Das Verhalten des Schwefels[3]).

Auch hier muß man saures und basisches Verfahren scharf trennen. Bei ersterem findet nur unbedeutende Entschwefelung statt, bei letzterem im allgemeinen eine solche von 50 %, die aber bis zu 75 % steigen kann.

Wenn beim sauren Verfahren eine Entschwefelung eintritt, so könnte diese dadurch zustande kommen, daß MnS und FeS reiche Legierungen, ebenso wie im Mischer ausseigern, und der Wind den Schwefel oxydiert und in Gestalt von SO_2 und SO_3 vergast. Vorbedingung ist, ebenso wie im Mischer, ein beträchtlicher Mn-Gehalt. Dieser kann aber nur im Anfange und am Schluß des Blasens, nach Geben der Zusätze bestehen. Man wird nur in diesen Zeiträumen, und auch nur bei beträchtlichem S-Gehalt mit einer solchen Entschwefelung rechnen, aber sich nicht darauf stützen können.

Da, wo man höchste Anforderungen im sauren Konverter befriedigen mußte, fand der Verfasser einen überaus sorgfältig geführten Hochofenbetrieb, der ein Roheisen von nur 0,01—0,03 % S lieferte, das sehr

---

[1]) Berechnet man die an die Eisenbegleiter und die Gase abgegebenen O-mengen, so kommt man zu einem Fehlbetrag, der sich leicht in dem obigen Sinne erklärt. Auf diesen Fehlbetrag haben u. a. Tamm, Åkermann und Dichmann (Stahl und Eisen, 1911, S. 801) aufmerksam gemacht und ihn in obigem Sinne gedeutet.

[2]) Auch die folgende von Voigt (Doktorarbeit Freiberg) ermittelte Reihe:

FeO = 0,84; 4,44; 2,04; 1,90; 2,32; 4,65; 4,16; 13,20; 24,80%

bei einer 15 Minuten währenden Schmelze (Schlackenproben).

[3]) Vgl. den Aufsatz des Verfassers, dessen Auszug die hier folgenden Ausführungen wiedergeben. Stahl und Eisen, 1919, S. 677.

heiß im Kupolofen mit schwefelarmem Koks eingeschmolzen wurde, um den S-Gehalt nicht dabei anzureichern.

Daß man beim basischen Verfahren eine gute Entschwefelung hat, wußten schon Thomas [1]) und Kuppelwieser [2]). Später hat sich Hilgenstock [3]), angeregt durch die Entschwefelungsvorgänge im Mischer mit der Frage beschäftigt. Er nennt z. B. folgende Zahlen:

Im Roheisen	0,15	% S
Nach der Entkohlung	0,12	» S
Am Ende des Nachblasens	0,08—0,09	» S
Nach Zusatz von Ferromangan . .	0,04—0,06	» S.

An anderer Stelle [4]) sagt er: „Bis zur Entkohlung werden 8% des Schwefels entfernt (wenn nicht aus dem Kalk Schwefel aufgenommen wird), beim Nachblasen 35% und nach dem Ferromangansatz 15%. Zusammen rund 60%. Es bleiben also 40% des Schwefels zurück. Im Mittel kann man mit 50% rechnen, darf aber nicht viel mehr als 0,1% S im Roheisen haben, wenn man einen S-Gehalt im Flußeisen von nicht über 0,07% gewährleisten muß.“

Bemerkenswert ist die starke Schwefelabnahme beim Nachblasen [5]). Abgesehen davon ist bekannt geworden, daß die Konvertergase schweflige Säure enthalten [6]) (vgl. bei Konvertergasen). Schwefelwasserstoff ist nicht in ihnen enthalten.

Schwefel, der durch gipshaltigen Kalk eingeführt wird, gelangt ins Eisen

$$CSO_4 + 4\,Fe = FS + CaO + 3\,FeO.$$

Dadurch steigt der Schwefelgehalt anfangs [7]).

Der Hergang der Entschwefelung im basischen Konverter stellt eine schwierige Aufgabe. Ein einfaches Lösen des FeS durch die Schlacke ist ohne vorhergehende Umwandlung in MnS und CaS ausgeschlossen. (Vgl. Bd. I Schwefel im Hochofen). Wäre dies möglich, so würde es sicher im sauren Konverter bei der MnO reichen und infolgedessen lösungsfähigen Schlacke stattfinden.

---

1) Stahl und Eisen, 1882, S. 294.

2) Stahl und Eisen, 1881, S. 180.

3) Stahl und Eisen, 1886, S. 525.

4) Stahl und Eisen, 1893, S. 451.

5) Dies war schon Thomas auf Grund der Hörder Versuche bekannt (Stahl und Eisen, 1882, S. 294, auch ebenda 1889, S. 716). Eine Erklärung konnte er aber nicht finden, er nahm CaS-bildung an. Im Gegensatz zu den Hörder Schmelzen zeigten die Luxemburger, allerdings bei geringem S-Gehalt, keine Schwefelabnahme.

6) Niedt, Zeitschrift d. Oberschl. Vereins, 1885, S. 392, auch Laval.

7) Blum bestätigt dies, Stahl und Eisen, 1918, S. 625, und nennt Schwefelgehalte bis zu 0,3% im Kalk. Jung sagt ebenda 1919, S. 1208, daß der Peiner Kalk 0,1—0,6 SO_3 und Dolomit 0,1—0,3% SO_3 enthielte, und der Schwefelgehalt des Bades anfangs infolgedessen stiege.

Man kann mit ziemlicher Bestimmtheit von einer Seigerungsentschwefelung[1]) bei Beginn des Blasens und nach dem Geben von manganreichen Zusätzen sprechen[2]). Die erstere nur dann, wenn der S-Gehalt sehr groß ist. So ging ein Gehalt von 0,177 % S nach 1½ Minuten auf 0,098 % herunter. Diese Art der Entschwefelung ist ebenso wie im Mischer zu deuten. Abgesehen davon haben wir eine wesentliche Entschwefelung nur in der Nachblasezeit.

Thomasschlacken können bis über 1 % S. enthalten[3]). Wohl immer wird CaS als Träger des Schwefelgehalts angegeben, aber der Verfasser bezweifelt dies. Er hält MnS für richtig. Teils entsteht dies unmittelbar, teils durch Umwandlung von FeS und zwar im folgenden Sinne:

Während des Nachblasens dient P als Reduktionsmittel für das verschlackte MnO (vgl. S. 149 und Schaubild 93 und 95). Dies aus der Schlacke herausreduzierte Mn wird vom Eisenbade aufgenommen, z. T. aber dient es in statu nascendi zur Zerlegung von FeS. Es bildet sich MnS.

Wenn wir beim Hochofen[4]) die Reaktion

$$FeS + MnO + C = Fe + MnS + CO$$

kennen gelernt haben, so gilt hier:

$$5\,FeS + 5\,MnO + 2\,P = 5\,Fe + 5\,MnS + P_2O_5.$$

Ist aber MnS einmal entstanden, so wird es von der lösungskräftigen Schlacke schnell aufgenommen und gelöst. MnS wird nicht von FeO gefährdet, was bei CaS der Fall wäre; denn es besteht die Reaktion

$$CaS + FeO = FeS + CaO,$$

bei der der S-Gehalt wieder in das Eisen gelangt. (Osann, Stahl und Eisen, 1908, S. 1017 und Thallner 1907, S. 1677.) Schon deshalb ist CaS sehr unwahrscheinlich.

Die Umwandlung des FeS in MnS wird auch dadurch unterstützt, daß die Gase in der Nachblasezeit fast nur aus N bestehen und keinen oxydierenden Charakter haben. Sie enthalten kein freies O und nur ganz geringe Mengen CO_2. Auf einem westfälischen Werke wurde nur dann eine gute Entschwefelung beobachtet, wenn man soviel Fe oxydierte, daß die Schlacke gut dünnflüssig war.

---

1) Unter Seigerung ist hier eine Abscheidung aus der flüssigen Legierung nach dem spez. Gewicht verstanden. Sie kann ebenso wie im Mischer durch lange Zeitdauer, aber auch durch Erschütterungen und Aufrühren unterstützt werden; im gleichen Sinne wie bei den Fettkörpern der Milch.

2) Nach Jung beträgt die Entschwefelung durch Ferromanganzusatz 0,01 %. Er bestätigt auch die Gefahr der Schwefeleintragung durch mitgeflossene Mischerschlacke (vgl. S. 92).

3) Vgl. die von v. Jüptner mitgeteilten Analysen, Stahl und Eisen, 1902, S. 434.

4) Bd. I, auch Stahl und Eisen, 1916, S. 210.



Leider ist die Entschwefelung im Konverter nicht zuverlässig genug, um eine strenge Überwachung des S-Gehalts am Hochofen und am Mischer entbehrlich zu machen. Sie versagt bisweilen, ohne unmittelbar erkennbaren Grund. Kalziumkarbid scheint keinen Einfluß auf die Entschwefelung zu haben.

Das Verhalten des Cu, Ni, As, Cr, Va, Ti im Konverter.

Cu und Ni haben eine geringere Neigung zur Oxydation wie Fe und bleiben deshalb in vollem Betrage im Flußeisen. Cu ist sehr häufig im Flußeisen. Ein niederrheinisches Werk hatte 0,09 % Cu, ein Lothringer Werk 0,016 % Cu im Flußeisen (vgl. auch die Schaubilder 89 u. 94).

Von As gilt dasselbe. Ein Lothringer Werk hatte z. B. 0,030 bis 0,046 % As im Flußeisen.

Cr wird dagegen zum größten Teil verschlackt. Dasselbe Lothringer Werk hatte trotzdem 0,019 % Cr im Flußeisen [1]).

Va soll sich ebenso wie P verhalten. In Creusot wurde oder wird die Vanadinsäure aus der Thomasschlacke (wohl auch aus der Hochofenschlacke) gewonnen. (60 t Vanadin jährlich [2]).

Ti wird verschlackt, was man aus seinem Verhalten im Martinofen schließen kann, wo Titanerze als Zuschlag keinen Ti-Gehalt an das Eisen abgaben [3]).

Von anderen Elementen kann wohl nicht die Rede sein.

Die Zusammensetzung der Konvertergase.

Sie bestehen aus O, N, CO, CO_2, H, auch kommt etwas SO_2 (0,009 bis 0,030 %), aber kein H_2S darin vor.

Freier Sauerstoff ist meist nur in solchen Mengen vorhanden, daß man ihn vernachlässigen kann, und auch nur bei Beginn. Möglich wäre ein hoher Gehalt, wenn die Schmelze bei Beginn lange Zeit tot liegt; d. h. die Temperatur so gering ist, daß der Sauerstoff fast gar nicht in Reaktion tritt [4]).

---

1) Chromhaltiges Roheisen, aus Tasmanischen Erzen erblasen, wurde verpuddelt. Das Chrom fand sich bald in der Schlacke (Stahl und Eisen, 1893, S. 18). Anderseits enthielt Thomasschlacke in Creusot Chrom (Stahl und Eisen, 1882, S. 595).

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 509 und 595.

3) Stahl und Eisen, 1909, S. 1593.

4) Eine Gaszusammensetzung mit hohem O-Gehalt findet der Leser, Stahl und Eisen, 1911, S. 801. Bei seitlicher Windeinführung, wie sie in Schweden üblich war und in der Kleinbessemerei noch geschieht, können natürlich größere O-Mengen vorkommen, z. B. anfangs 15 %, Stahl und Eisen, 1911, S. 800.

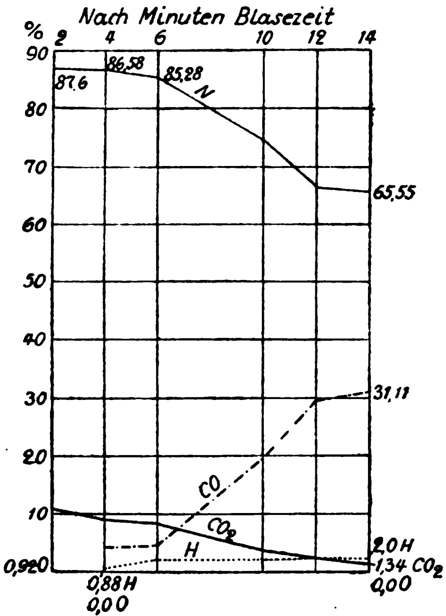


Abb. 97. Schaubild der Gaszusammensetzung einer sauren Schmelze (Raumteile), von Snelus 1871 ausgeführt (Wagners Jahresberichte der chem. Techn. 1872, S. 103). Der freie O-Gehalt beträgt anfangs 0,92%, geht aber schon nach 4 Minuten auf 0 herunter.

CO_2 entsteht durch Höheroxydation des CO durch freien Sauerstoff. Wird der letztere anderweitig gebunden, kann CO_2 nicht mehr entstehen. Dies tritt ein, wenn die Temperatur höher wird. So erklärt sich das Abfallen der CO_2-Linie. Verschwindet C, so muß der CO- und CO_2 Gehalt = 0 werden.

Der Wasserstoff stammt aus dem zerlegten Wasserdampf der Luft

$$H_2O + Fe = H_2 + FeO.$$

Wenn man den O-Gehalt übersieht und davon ausgeht, daß etwa $^1/_7$ des C zu CO_2, $^6/_7$ zu CO verbrennen, kann man die durchschnittliche Gaszusammensetzung berechnen:

Wir lehnen uns an die Windberechnung S. 112 an und haben für 100 kg Roheisen

2,95 kg C zu $2{,}95 \times \frac{7}{3} \times 0{,}8 =$ 5,51 cbm CO verbrennend = 16,7 % CO

0,49 » C » $0{,}49 \times \frac{11}{3} \times 0{,}51 =$ 0,93 » CO_2 » = 2,8 » CO_2

33,1 cbm Luft führen $33{,}1 \times \frac{79}{100} =$ 26,17 » N ein = 79,1 » N

$33{,}1 \times 12 = 397$ gr Wasserdampf

entsprechen $= 0{,}4 \times \frac{1}{9} =$

$0{,}044$ kg $= 0{,}044 \times 11{,}2$ cbm = 0,49 » H = 1,4 » H

Zusammen 33,1 cbm 100,0 %

Vergleicht man dies Ergebnis mit den Schaubildern, so findet man Übereinstimmung, wenn man den Durchschnitt betrachtet. Dies beweist, daß der Wasserstoff tatsächlich aus der Atmosphäre stammt; denn 12 gr Wasserdampf im cbm Luft entspricht etwa dem Durchschnittsgehalte während des Sommerhalbjahrs.

Der Stickstoffgehalt der Luft verhält sich untätig, wenn man von der geringen N-Aufnahme des Eisens (0,03 %), die angeblich

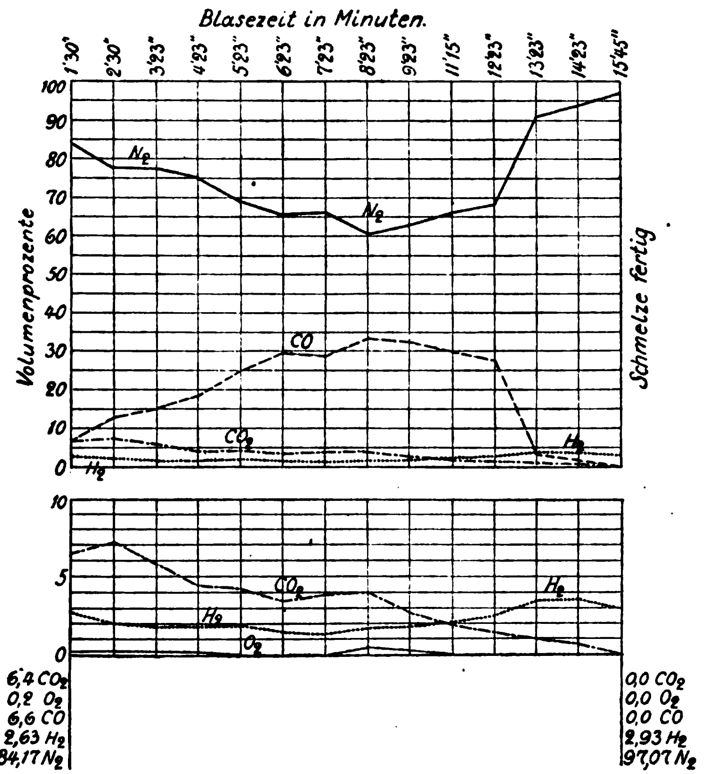


Abb. 98. Schaubild der Gaszusammensetzung einer Thomasschmelze, von Laval in Düdelingen untersucht (Doktorarbeit Aachen) (Raumteile). Laval hat zum Absaugen ein durch Umkleidung geschütztes Schamottrohr benutzt, an das ein Silberrohr anschloß. Ein Platinrohr war nicht brauchbar, weil H durch die Rohrwände hindurch diffundierte.

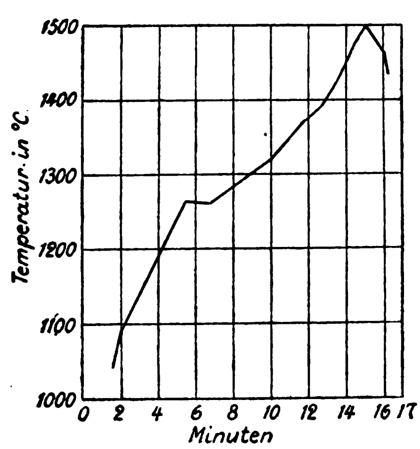


Abb. 99. Temperatur der abziehenden Konvertergase., von Laval in Düdelingen, mit dem Wannerpyrometer gemessen. (Doktorarbeit Aachen.)

auf dem Wege über NH_3 geschieht, absieht[1]). Daß O zuerst von Fe gebunden und hernach wieder frei gegeben wird, wurde S. 158 erwähnt.

Neuere Untersuchungen über Konvertergase hat Glaser angestellt. Stahl und Eisen, 1920, S. 73, 111 und 188.

Die in der hohen Temperatur vergasten Metalle oxydieren sich sehr schnell bei Berührung mit der Luft, ebenso wie dies in den Zügen der Martinöfen geschieht. Beim Nachblasen lagert gewöhnlich eine dichte braune Wolke von Eisenoxyd über dem Dach der Konverterhalle. Der feine aus Eisen und Mn-Oxyden bestehende Staub wird dann sehr weit getragen und kann namentlich, wenn ein hoher Mn-Gehalt besteht, der Umgebung sehr lästig werden[2]).

Zahlentafel.

Zusammensetzung von Staubniederschlag aus dem Konverterrauch.

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	Mn_3O_4	MgO	CaO	$CaCO_3$	$CaSO_4$	P_2O_5
1	17,92	2,08	15,56	—	61,61	—	0,25	0,61	—	—	—
2	10,86	—	72,43	—	—	4,66	—	—	3,34	3,44	0,82
3	11,6	—	3,20	11,6	27,4	—	2,9	31,8	—	—	9,1

1. Nach ausländischer Quelle. Brusewitz Iron, Bd. XIII, S. 674. Es handelt sich um eine saure Schmelze, daher macht Mn (sicher aber als Mn_3O_4) den Hauptbestandteil aus.

2. Nach einer Untersuchung auf einem deutschem Thomaswerk. Infolge des Nachblasens ist Fe_2O_3 der Hauptbestandteil. Die Mitteilung stammt von Ledebur.

3. Peiner Flugstaub, Stahl und Eisen 1919, S. 1883.

Die Schlacke beim Windfrischen.

Die aus dem Roheisen abgeschiedenen Körper müssen sich, vom C abgesehen, in der Schlacke wiederfinden. Man könnte demnach die Zusammensetzung der Schlacke für jeden Zeitpunkt berechnen, wenn nicht das abschmelzende Futter und die Menge des oxydierten Fe das Bild trübte.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 1721.

[2]) Dieser Fall ist in Peine eingetreten, als man vom manganarmen zum manganreichen Einsatz überging. Die Maßnahmen, um diesen feinen Staub in Flugstaubkammern niederzuschlagen, sollen keinen Erfolg gehabt haben. Es wurde nur Kalkstaub niedergeschlagen. Die Zusammensetzung von solchem feinen, flugstaubartigen Auswurf teilt Jung, Stahl und Eisen 1919, S. 1577, mit.

Der Al_2O_3, CaO und MgOGehalt der Schlacken beim sauren Verfahren und der Al_2O_3 und MgOGehalt derjenigen des basischen Verfahrens ist auf das Futter zurückzuführen. Berechnungen in dieser Richtung werden weiter unten folgen.

Hier sei nur darauf hingewiesen, daß dadurch alle Gehaltsziffern eine Verminderung erfahren. Abgesehen davon bedingen die am Schluß gegebenen Zusätze und die Umgestaltung der Schlackenzusammensetzung während des Blasens eine zeitweilige Veränderung. Als solche haben wir die Reduktion des MnO durch P, die Reduktion des SiO_2 durch Mn, die Reduktion des MnO durch Si, die Höheroxydation des FeO und die Zurückreduktion des FeO und Fe_3O_4 kennen gelernt.

Eine der folgenden Zahlentafeln läßt erkennen, daß im ersten Teil des Blasens Fe oxydiert, im weiteren Verlaufe aber wieder reduziert wird.

Es sollen hier einige Zahlentafeln folgen:

Zahlentafel 1.
Saures Verfahren.

	Nach 3 Minuten	Nach 6 Minuten	Nach 8 Minuten	Bemerkungen
Kieselsäure	53,44	57,80	55,76	Nach Göransson und Magnusson 1877
Tonerde	1,84	1,94	1,58	
Eisenoxydul	20,24	17,04	18,48	
Manganoxydul	23,90	22,80	22,23	
Erden	0,44	0,46	0,39	

Zahlentafel 2.
Saures Verfahren.
Kennzeichnung des Einflusses der Temperatur.

	Vor dem Spiegeleisenzusatz genommene Proben		Endschlacken nach dem Spiegeleisenzusatz		Bemerkungen
	Heißer Gang	Kalter Gang	Heißer Gang	Kalter Gang	
Kieselsäure	50,85	49,45	53,95	49,05	Nach Ledebur
Tonerde	3,15	1,30	2,31	2,30	
Eisenoxydul	4,13	9,59	5,54	6,55	
Manganoxydul	40,68	38,23	35,14	40,27	
Kalkerde	n. best.	n. best.	2,32	n. best.	
Magnesia	»	»	Sp.	»	

Zahlentafel 3.
Verlauf einer basischen Schmelze in Hörde[1].

	Nach								Nach Spiegeleisenzusatz
	2 46/60	5 21/60	8 5/60	10 45/60	13 28/60	15 13/60	19 14/60	19 49/60	
	Minuten								
Kieselsäure	41,15	36,30	34,41	31,94	16,64	14,65	12,94	11,71	12,77
Phosphorsäure	0,84	3,12	2,99	4,02	7,15	11,60	18,83	18,15	16,92
Tonerde	1,12	1,30	1,08	1,00	1,29	1,35	1,07	1,01	1,12
Eisenoxyd	—	0,46	0,13	0,74	4,95	3,84	3,74	2,78	2,87
Eisenoxydul	2,40	3,97	3,60	4,23	8,42	7,15	5,84	7,19	5,94
Manganoxydul	9,03	11,02	10,72	9,94	8,51	7,39	4,25	4,05	4,80
Kalkerde	41,27	39,50	42,80	43,12	44,37	46,63	47,76	48,19	47,87
Magnesia	4,13	3,39	3,35	4,01	7,34	6,34	6,00	6,38	6,75
Schwefel	0,25	0,10	0,13	0,05	0,13	0,12	0,07	0,09	0,05
Schwefelsäure	0,06	0,05	0,09	0,05	0,12	0,15	0,07	0,05	0,13
Die dazu gehörigen Eisenproben enthielten:									
Silicium	0,72	0,15	—	—	—	—	—	—	0,01
Phosphor	2,15	0,22	2,16	2,10	2,05	1,91	0,23	0,09	0,14
Mangan	0,71	0,05	0,18	0,16	0,14	0,01	0,01	—	0,48

Der Gehalt an Schwefelsäure ist wohl auf Verwitterung des Probeguts zurückzuführen. Im ersten Verlauf der Schmelze ist anzunehmen, daß sich noch nicht eine richtige Schlacke gebildet hat. Die Probenahme ist dann wohl nie einwandfrei.

Zahlentafel 4.
Schlacken des sauren Verfahrens.

	SiO_2	Al_2O_3	MnO	FeO	CaO	MgO	Fe_2O_3	S	P	Fe
1	40,6	—	36,1	—	—	—	—	—	0,014	14,6
2	47,25	3,45	31,89	15,43	zus. 1,84		—	—	—	—
3	55,76	1,58	22,23	18,48	zus. 0,39		—	—	—	—
4	62,2	2,76	13,72	—	0,87	0,29	—	0,011	0,010	15,59
5	45—60	—	10—45	35—5	—	—	—	—	—	—

1. Schwedische Bessemerschlacke, als Manganerz im Hochofen verschmolzen.
2. Bessemerschlacke aus Neuberg 1877 (vgl. das Schaubild S. 153).
3. Untersuchung von Göransson und Magnusson 1877.
4. Amerikanisches Bessemern nach Howe, Stahl und Eisen, 1903, S. 563.
5. Allgemein.

Über die Berechnung des Kalkzuschlages siehe unter »Kalkzuschlag«.

[1]) Nach Finkener. Mitt. d. K. Techn. Versuchsanstalt Berlin, 1883, S. 31.

15. Die äußeren Kennzeichen des Blasevorgangs.

Darunter ist hier das Aussehen der Mündungsflamme und das Blasegeräusch zu verstehen, deren Beobachtung dem Blasemeister, auch meist ohne Spektroskop alles sagt, ohne daß er darüber Rechenschaft zu geben vermag, woran er dies oder das erkennt.

Mitunter ist die Flamme beim Beginn des Blasens überhaupt nicht vorhanden und erscheint erst nach einiger Zeit. Sie ist zunächst sehr klein, flackernd und schwach leuchtend, indem sie nur den Widerschein des Roheisens zurückgibt. Dies wird erst anders, wenn der Kohlenstoff regelrecht verbrennt. Die Flamme wird immer heller und heißer, indem die rötliche (beim basischen Verfahren infolge des Kalks gelblich rote[1]), Farbe in blau, dann in weiß übergeht. Schließlich schießt sie als langer, spitzer, blendend weißer Kegel in den Kamin hinein.

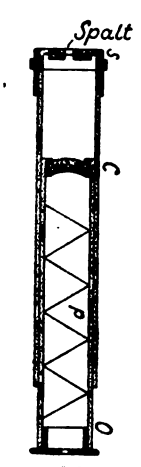


Abb. 100. Browningsches Taschenspektroskop. Bei *S* ist der Spalt. *C* = achromatische Linse. *P* = Prismenkörper, aus 3 Flint- und 4 Crownglaslinsen zusammengesetz.

Dann kommt der Zeitpunkt des Übergehens, d. h. des Verschwindens des C. Die Flamme wird plötzlich kurz, flattert herum, als ob sie ihr Ziel verloren hätte, und gleicht überhaupt der Anfangsflamme bis auf den braunen dichten Rauch, der sich an ihrem Saum entwickelt und aus verbranntem Fe besteht. Beim sauren Verfahren wird jetzt oder schon vorher abgebrochen. Beim basischen Verfahren beginnt das Nachblasen.

Gleichzeitig mit dem Kürzerwerden der Flamme setzt auch ein dumpfes, rollendes Geräusch ein, weil das Aufhören der C-Verbrennung den Widerstand vermehrt, den das Eisen dem Windstrom entgegensetzt. Sehr oft arbeiten die Blasemeister nur mit dem Gehör.

Die Temperatur des Bades erkennt man folgerichtig an der Zeit, die bis zur richtigen Flammenbildung verstreicht und an dem Aussehen der Flamme und der herausfliegenden Eisenkörper. Dicke, schwach leuchtende Funken deuten im Gegensatz zu fein verteilten zahlreichen bläulich weißen Sternen niedrige Temperatur an.

Die braunen Dämpfe entwickeln sich normaler Weise etwa 1 Minute nach Beginn des Nachblasens in vollem Umfange. Geschieht dies früher, ist die Schmelze heiß; geschieht es später — kalt.

Das Spektrum[2]) wird beim basischen Verfahren auf vielen Werken benutzt; andere verzichten darauf. Man hat handliche Taschenspektroskope (Abb. 100). Anfangs sieht man kein Farbenband, erst wenn die

---

[1]) Es sollen auch rötliche Färbungen infolge Strontiumgehalts des Kalks und grünliche Färbungen infolge Bariumgehalts beobachtet sein.

[2]) Vergl. S. 63 über die Einführung des Spektralapparats in die Bessemerei.

Flamme selbst leuchtend wird, erscheint dies. Bald (z. B. nach 3 Minuten) erscheint die gelbe Natriumlinie und bleibt bis zum Ende. Sie rührt aus dem Natriumgehalt des Futters und des Kalks her. Spuren genügen ja schon in diesem Falle. Wieder nach einigen Minuten (z. B. 6 Minuten nach Beginn) erscheinen im grünen Felde 3 dunkle Linien, die im Augenblick des Übergehens verschwinden und ein haarscharfes Erkennungsmittel geben. Sie heißen »Kohlenstofflinien« und wurden früher durch Absorption seitens der Gasschicht erklärt. Neuerdings sind sie als Mn-Linien, die aber nur in reduzierender Atmosphäre erscheinen, von Glaser festgestellt[1]).

Etwa 5 Minuten vor dem »Übergehen« (mitunter auch früher) ist der Höhepunkt des Kochens erreicht[2]). Hierbei kann das Eisenbad, von der gewaltigen Gasentwicklung gehoben, nahezu den Rand der Mündung erreichen.

Da dieses Kochen begreiflicherweise mit starkem Auswurf[3]) verbunden ist und das Ausbringen herabsetzt, ist es außerordentlich wichtig zu wissen, wie man einem Überhandnehmen, abgesehen von der Vergrößerung des Konverterraums und des Regelns des Winddrucks steuern kann.

Es kommt dies nur beim basischen Verfahren in Erscheinung. Hier besteht eine große Schlackenmenge, die sich noch dazu stark aufbläht und die Schwierigkeiten vermehrt. Es liegen Erfahrungen vor, die folgendes besagen:

Die stürmische Entwicklung wird durch hohen Si-Gehalt, geringen Mn-Gehalt, geringen P-Gehalt und durch Verwendung kalten Roheisens vermehrt.

Daß Silizium diese Rolle spielt, ist erklärlich; denn es bringt eine hohe Temperaturzunahme zustande. Diese kommt aber erst später zur Geltung, wenn irgend ein Anstoß die schon lange vorbereitete chemische Reaktion auslöst, die nun mit einem Ruck einsetzt. Es geht hier etwas ähnliches wie ein Siedeverzug in einem Kessel vor sich. Vielleicht gibt die beginnende P-Oxydation diesen Anstoß? Vielleicht auch der Vorgang $Fe_3O_4 + C = 3\,FeO + CO$.

---

1) Über diese Linien im grünen Felde ist ein scharfer wissenschaftlicher Streit ausgefochten. Die einen wollen sie auf Mn, die anderen auf C oder CO oder CO_2 zurückführen. Vergl. Handbuch der Spectroscopie von Kayser, Verlag Hirzel, V. S. 28.

Glaser hat in neuester Zeit diese Frage geklärt. Es sind nicht Kohlenstofflinien, sondern Manganlinien, die aber nur dann sichtbar sind, wenn reduzierende Gasbestandteile vorhanden sind, weil nur dann metallischer Mangandampf auftreten kann. Verschwindet also CO, verschwinden auch diese Linien. Stahl und Eisen, 1920, S. 73, 111 und 188.

2) Z. B. Nach 5 Minuten Beginn des Kochens, nach 8 Minuten Höhepunkt.

3) Auswurf hatte nach Stead (Stahl und Eisen 1883 S. 264) die folgende Zusammensetzung: 70,3% Fe, 14,5% Fe_2O_3; 0,11% Mn; 1,01% C; 0,63% Si; 0,05% P; 0,06% S; 13,18% Sand.

Mangan wirkt hemmend auf die Reaktion des C, indem es einen Teil des O ablenkt und im Bade gelöstes FeO im Sinne der Desoxydationsvorgänge zerlegt, oder auch von vornherein einer übermäßigen Bildung entgegenwirkt.

Diese Erklärung genügt aber nicht, weil sie auch für den sauren Konverter zutreffen müßte, hier aber dieser Einfluß des Mn fehlt. Zweifellos ist die Fe_3O_4reiche Schlacke im Spiel, die genau im gleichen Sinne wie im Puddelofen und Martinofen wirkt und bei gesteigerter Temperatur sogleich eine stürmische Entwicklung auslöst.

Der Hergang wäre dann so: Der von den Eisenbegleitern nicht aufgenommene Sauerstoff oxydiert FeO zu Fe_3O_4, dieses wird wieder in FeO und Fe, im Sinne des Frischvorganges zurückverwandelt und ist dann wieder aufnahmefähig. Vom Puddelofen wissen wir aber, daß manganreiches Roheisen diesen Einfluß dämpft, weil MnO die Lösungsfähigkeit der Schlacke für Fe_3O_4 herabsetzt. Es entsteht also bei einem höheren Mn-Gehalt weniger Fe_3O_4 und mehr FeO.

Phosphor müßte als Hauptwärmeträger dieselbe Rolle wie das Silizium spielen. Er tut es aber nicht. Warum — ist nicht aufgeklärt. Vielleicht wirkt er ebenso wie Mn, die Fe_3O_4bildung bekämpfend. Vielleicht bekämpft er durch seine starke Sauerstoffverwandtschaft nur die Neigung des Eisens zur Unterkühlung. Die Reaktionen verlaufen dann gleichmäßig und nicht ruckweise einsetzend.

Die Tatsache, daß kaltes Roheisen zum stürmischen Verlauf neigt, ist leichter zu erklären. Es ist reaktionsträge. Es bildet sich dann viel FeO und Fe_3O_4, das vom Bade gelöst wird, um dann beim Heißerwerden, auf Grund irgendeines Anstoßes gewaltsam in Wirkung zu treten und große CO-Mengen in ganz kurzen Zeiträumen zu entwickeln.

Man denke auch an die gewaltige Wirkung, die ein Zusatz von Fe_2O_3 oder Fe_3O_4 im Martinofenschmelzbade hervorruft.

Vielfach erklärt man die starken Auswurfserscheinungen mit größerer oder geringerer Dünnflüssigkeit des Eisens. Das will dem Verfasser nicht in den Sinn; denn in der Auswurfszeit enthält die Schmelze praktisch genommen nur noch C und P, überall in ziemlich gleichen Beträgen.

16. Desoxydation.

(Vgl. auch unter Gießen und Gefügelehre.)

Hier sollen nur die chemischen Vorgänge entwickelt werden. Alles andere findet seine Erledigung beim Fertigmachen der Schmelze und beim Gießen des Flußeisens. Flußeisen, das stark herunter gefrischt ist, namentlich Thomasflußeisen, zeigt, ohne daß Zusätze gegeben sind, Rotbruch. Dieser wird in der Gefügelehre näher gekennzeichnet werden. Es soll hier nur gesagt werden, daß er dem durch S-Gehalt veranlaßten Rotbruch gleicht. Beim Schweißeisen tritt diese Erscheinung niemals auf.

Thomas[1]) kannte die Erscheinung, wußte auch, daß langes Nachblasen sie vermehrt und daß Mn dagegen schützt, war aber im Unklaren über den Ursprung.

Später gelang es Ledebur[2]), in solchem Eisen einen Sauerstoff- oder, was dasselbe ist, FeO-Gehalt nachzuweisen, indem er die Späne im H-Strome glühte und den Wasserdampf auffing. Er fand bis 0,25 % O[3]). Diese Bestimmungen haben nur qualitativen Wert, weil bei ein und derselben Probe die Spanfeinheit von Einfluß ist, und eine Änderung der Spangröße die Ergebnisse auf den Kopf stellt.

Mit dem C-Gehalt steht der O-Gehalt nicht in unmittelbarer Beziehung, z. B. bei

0,024 % C	0,07 % O
0,037 » C	0,07 » O
0,123 » C	0,19 » O
0,19 » C	0,07 » O[4]).

Nun wußte man auch, in welcher Weise Mn einwirkte. Es zerlegte FeO

$$FeO + Mn = MnO + Fe$$

Abgesehen davon wirkt auch sonst der Mn-Gehalt günstig ein, und zwar in bezug auf den Schwefel und auch in anderer Richtung.

Dies kommt dadurch in Erscheinung, daß Si ebenfalls FeO zerlegt, aber doch nicht den Rotbruch gänzlich beseitigt. Hier muß weiter ausgeholt werden:

---

1) Stahl und Eisen, 1882, S. 294.

2) Stahl und Eisen, 1882, S. 193.

3) Stahl und Eisen, 1883, S. 504, Sauerstoff im Hörder Thomasroheisen vor Zusatz des Ferromangans.

4) Ledeburs Eisenhüttenkunde.

Man prägte das Wort Desoxydation und Desoxydationsmittel und versteht unter letzteren chemische Körper, die den Sauerstoff binden (Mn, Si, Al und einige andere versuchsweise gebrauchten), C ist kein Desoxydationsmittel. Als man versuchte, Mn durch C zu ersetzen (Darbysche Kohlung, siehe weiter unten), wurde das Eisen so rotbrüchig, daß man es überhaupt nicht gebrauchen konnte. Das schließt allerdings nicht aus, daß ein Teil des C durch das im Eisen gelöste FeO verbrannt wird.

Die Desoxydationsvorgänge schreibt man so:

$$Mn + FeO = MnO + Fe$$ [1]

$$Si + 2\,FeO = SiO_2 + 2\,Fe$$

$$2\,Al + 3\,FeO = Al_2O_3 + 3\,Fe.$$

Die Oxyde gelangen als Fremdkörper beim Abstehenlassen an die Oberfläche. Immer gelingt dies aber nicht, und sie veranlassen Störungen und dickflüssiges Eisen.

Neben der Rotbruchgefahr mußte noch eine andere Erscheinung bekämpft werden: Bessemer erhielt Flußeisen, das schäumende und spratzende Güsse und poröse und unbrauchbare Blöcke lieferte. Göransson, der nicht soweit herunterfrischte, erzielte gesunde Blöcke. Dies gelang dann auch Bessemer, wenn er Mn und Si am Schlusse zufügte (vgl. S. 61). Er wußte auch, daß Gase im Spiel waren. Er brachte einen Tiegel mit flüssigem Flußeisen in einen gußeisernen Kasten und stellte einen luftverdünnten Raum her. Das Flußeisen spratzte stark. Bei Anwendung von Druck hörte das Spratzen auf[2].

Als FeO im Flußeisen gefunden wurde, brachte man dies in Beziehung, und es entstand ein heftiger Meinungsstreit, der viele anregende Abhandlungen zeitigte[3]. Es gelang auch, Gase des flüssigen Eisens aufzufangen und zu analysieren (Zahlentafel).

---

[1]) Die Reaktion ist umkehrbar $Mn + FeO \rightleftarrows MnO + Fe$. Über den Umkehrungspunkt hat Heike eine theoretische Betrachtung angestellt (Stahl und Eisen, 1914, S. 438).

[2]) Stahl und Eisen, 1884, S. 78.

[3]) Friedrich C. G. Müller, Z. d. V. d. Ingenieure XXIII, S. 493

»	Stahl und Eisen,	1882,	S. 531
»	»	1883,	S. 79, 443
»	»	1884,	S. 69
Pourcel (Terre noire)	»	1882,	S. 492
»	»	1883,	S. 48
Wedding	»	1883,	S. 199
Ledebur	»	1882,	S. 591
»	»	1883,	S. 420
Brustlein	»	1883,	S. 250
auch Stead (Wirkung von Si in hohen Temperaturen)	»	1883,	S. 262.

Zahlentafel. Gase aus flüssigem Eisen (Raumteile).

	CO	H	N	CO_2
Roheisen[1])				
Bessemerroheisen	37	58	—	4
Spiegeleisen	49	49	—	1
Thomasroheisen	40	47	10	4
Flußeisen[2])				
Bessemerflußeisen für Schienen	39	51	7	3
» » Federn	48	44	3	5
Stark steigender Stahl	69	20	9	2
Bessemerflußeisen vor der Desoxydation	19	54	25	2
Thomasflußeisen	65	5	30	—
Ebenso	78—81	6—8	9—14	1
Ebenso, vor dem Nachblasen abgekippt	8—35	30—31	18—22	2—4
Gase, unmittelbar nach dem Zusatz von flüssigem Spiegeleisen aufgefangen	83	3	13	1
	33—65	5—45	30	—
Martinflußeisen vor Spiegeleisenzusatz	48	35	15	2
Martinflußeisen[3])				
In der Blockform stehend	73	11	11	5
» » » fallend	64	20	11	5
» » » steigend	84	5	7	4
Gase aus Wärmgruben für Blöcke[4])	—	viel H	—	—
Gase, unter der Schlackendecke einer Gießpfanne abgefangen	—	19	—	—

Abgesehen von dem Anstoß durch eine Reaktion wirkt das Erstarren und das Ausscheiden von Krystallen in gleicher Richtung. Dies hat Gasausscheidungen beim Guß und die Entstehung von Gasblasen zur Folge, die uns im Kapitel Gefügelehre noch beschäftigen werden[5]).

Im Metallhüttenwesen gibt es ähnliche Vorgänge. Beim Bronzeguß wirkt das immer im Cu anwesende Cu_2O auf das gleichfalls anwesende CuS unter Bildung von SO_2. Man erzielt keine brauchbaren Gußstücke, wenn man nicht Zn zusetzt, das Cu_2O zerlegt, also als Desoxydationsmittel auftritt. Auch P und Mn wird so verwendet.

Müllers Ansicht über die Vorgänge ist etwa folgende: Setzt man Mn hinzu, so wird die Reaktion $FeO + Mn = MnO + Fe$ ausgelöst. Sie gibt einen Anstoß, der alle Gase zum Entweichen zwingt. Läßt

[1]) Müller, Stahl und Eisen, 1883, S. 443.

[2]) Müller, ebenda. Thomasflußeisen enthält mehr CO, weil es mehr FeO enthält.

[3]) Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1897, S. 41.

[4]) Müller, Stahl und Eisen, 1882, S. 531.

[5]) Eichhoff bringt diese Ausscheidung mit Temperaturerniedrigung in Verbindung (Stahl und Eisen, 1907, S. 48). Die obige Deutung erklärt aber besser die Erscheinung der Gasblasen in erstarrten Blöcken.

man den Gasen dazu die nötige Zeit, so verläuft der Guß ruhig, weil der Anstoß infolge des Erstarrens nunmehr keine locker sitzenden Gase frei machen kann. (Abstehen lassen.)

Allerdings wird Eisen niemals gasfrei; denn es gelang ihm Gase beim Bohren von gesundem Flußeisen unter Wasser, Petroleum oder Quecksilber aufzufangen und zu untersuchen. Wasserstoff war in noch höherem Maße wie bei flüssigem Flußeisen beteiligt.

Die Rolle des Si deutet Müller anders. Er spricht ihm nur das Vermögen zu, die Löslichkeit des flüssigen Eisens für Gase zu vermehren. In diesem Sinne haben Troost und Hautefeuille[1]) unter der Luftpumpe, in Wasserstoffatmosphäre, festgestellt, daß flüssiges Si-armes Roheisen spratzte, aber Si-reiches dies nicht tat.

Jedenfalls wirkt Si auch desoxydierend, wenn auch viel schwächer wie Mn. Abgesehen davon scheint es wärmegebend die Erstarrungsvorgänge günstig zu beeinflussen, auch derart, daß keine Hemmungen erfolgen, die immer mit gewaltsamen Gasausbrüchen verbunden sind. Man denke an Siedeverzüge in Dampfkesseln).

Zweifellos ist es ein vorzügliches Mittel, um ruhige Güsse zu erzielen. Beim Gießen von Flußeisen werden wir mehr davon hören.

Aluminium scheint in der Hauptsache wärmegebend und verflüssigend zu wirken, so daß Gase leicht entweichen können und nicht ein Heben oder Spratzen veranlassen. Vielleicht wirkt es auch gasebindend. Es wird nicht als regelrechtes Desoxydationsmittel gegeben, sondern als Arzneimittel, um nachzuhelfen, wenn andere Mittel versagen. Es schmilzt leicht (657°) und verteilt sich außerordentlich schnell im Flußeisen, wie das bei seinem Zusatz entstehende lebhafte Spiel beweist. Beim Gießen von Flußeisen darüber näheres.

Um die Rolle des Si und Al richtig zu würdigen, muß man auch bedenken, daß flüssiges Eisen immer von neuem FeO aufnimmt. Mn ist dann schon größtenteils verbraucht und die Temperatur inzwischen gefallen. Sie wirken infolge ihrer hohen Oxydationswärme sehr schnell ein.

Abgesehen von Legierungen, die Mn und Si zuführen (Al wird nur metallisch gegeben), sind Ca, Mg, Na, Ti, Bor versuchsweise angewendet, ohne damit Erfolge zu erzielen[2]). In neuerer Zeit hat man auch zu Kalziumkarbid gegriffen und in gewissem Sinne Erfolge erzielt. Ein Desoxydationsmittel im Sinne von Mn ist es allerdings nicht. Aber es ist mit Erfolg angewendet, um die Nachteile der Anwendung eines zu Mn-armen Einsatzes auszugleichen, und es gewährt eine gewisse Sicherheit, wenn man den Mn-Zusatz sehr stark drücken muß. Die Sache ist aber nicht spruchreif.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1882, S. 593.

[2]) Stahl und Eisen, 1908, S. 593, auch ebenda 1908, S. 259—261 (Venator).

Um die Rolle des Si richtig zu würdigen, muß man berücksichtigen, daß Si in sehr hoher Temperatur eine geringere Verwandtschaft zum Sauerstoff hat wie in niedriger. So ist es zu erklären, daß Güsse aus siliziumhaltigem Flußeisen, falls der Si-Gehalt nicht 0,25 % und mehr beträgt, zuerst ruhig sind, aber dann zu spratzen anfangen, wenn Si mit dem FeO in Wechselwirkung tritt. Beim Mangan ist dies anders. Bei ihm wächst die Sauerstoffverwandschaft mit der Temperatur. Infolgedessen kann eine Abkühlung nicht im gleichen Sinne wirken.

So ist dem Mn und Si eine verschiedene Rolle zugeteilt.

Mit Si kann man nicht den Rotbruch bekämpfen. Dies geschieht nur durch Mn.

1	kg	Mn	entspricht	1,3 kg	FeO
1	»	Si	»	5,2 »	»
1	»	P	»	5,8 »	»
1	»	C	»	6,0 »	»

Daraus folgt, daß FeO die größte Verwandtschaft zum Mn hat und dieses unter den genannten Körpern bevorzugt.

17. Die Auswahl des Roheisens für das Windfrischen.

Allgemeines.

An der Hand der Wärmerechnungen sieht man, daß Si und P die Hauptwärmeträger sind. Das erstere kommt naturgemäß dem sauren, das letztere dem basischen Verfahren zu. Die anderen Gehalte, auch gerade der Mn-Gehalt sind bei beiden Verfahren nicht grundsätzlich verschieden.

Es besteht aber darin ein bedeutsamer Unterschied, daß bei dem sauren Verfahren die Schmelzen kürzer sind und viel schneller aufeinander folgen (2 bis 3 mal soviel Schmelzen in demselben Zeitraume). Dem nachfolgenden Roheisen wird auf diese Weise die hohe Temperatur des eben abgegossenen Flußeisens unmittelbar übermittelt.

Das Roheisen beim sauren Verfahren.

Nach Stead[1]) sah man in England Anfang der achziger Jahre folgende Roheisenzusammensetzung als die gewöhnliche an:

3—4 % C; 0,1—1,0 % Mn; 2,3—3,0 % Si; 0,03—0,10 % P; 0,05—0,15 % S

Mn und Si konnten sich auch vertreten.

z. B.	3,0 % Si	0,75 % Mn	und
	1,25 % »	3,00 % »	.

[1]) Stard's Vortrag. Stahl und Eisen, 1883, S. 261.



Diese Anschauung ist zuerst in Schweden, dann in den Vereinigten Staaten durchbrochen, und dadurch das Kennwort: »Schwedisches Blaseverfahren« entstanden.

Dies Wort soll hier erläutert werden: In Schweden bürgerte es sich bald ein, ein Si und Mn-armes Roheisen (z. B. 1,08 % Si, 0,83 % Mn) hocherhitzt vom Hochofen unmittelbar in den Konverter überzuführen und schnell zu verblasen. Die Blasedauer war dann kurz; umsomehr, weil man schon bei etwa 0,2 % C abbrach[1]).

Da gleichzeitig 2 Abweichungen auftreten, kann man bei dem Worte »Schwedisches Verfahren« nie wissen, welche von beiden gemeint ist und wendet besser das Wort überhaupt nicht an.

Diesem Vorgange, abgesehen von dem vorzeitigen Abbrechen, folgte man in den Vereinigten Staaten und gelangte bei der Anwendung heißen Roheisens, kurzer Blasedauer und schneller Aufeinanderfolge der Schmelzen zu der Erkenntnis, daß ein Roheisen der folgenden Zusammensetzung gerade das richtige sei:[2])

0,64—0,85 % Si; 0,49—0,70 % Mn; 0,079—0,086 % P; 0,053—0,075 % S.

Nur wenn die Aufeinanderfolge nicht schnell genug war, mußte man 1,25 % Si haben. Während man zuvor immer 2,0—2,25 % Si vorgeschrieben hatte, erkannte man jetzt, daß sogar ein Roheisen mit nur 0,25 % Si verblasen werden konnte, wenn man diese Schmelze zwischen 2 normale Schmelzen einschob. Bei 1,2—1,3 % Si (1,4—1,5 % Si im Kupolofeneinsatz) konnte man sogar 5 % Schrott im Konverter anstandslos durchsetzen[3]). Durch diese Errungenschaft wurden die Selbstkosten des Hochofens und auch die Erzeugungsmenge und das Ausbringen des Stahlwerks günstig beeinflußt.

Kurz vor der genannten Veröffentlichung hatte Friedrich C. G. Müller[4]) eine interessante Abhandlung geschrieben und die thermischen Verhältnisse klar gelegt. Er knüpfte daran an, daß man im Ural durch Zufall auf einen Si armen Roheiseneinsatz gekommen sei, ohne Nachteile zu erfahren.

Man benutzte dort sehr heißgehende Flammöfen mit Umschaltfeuerung zum Umschmelzen. Aus diesen gelangte ein Einsatz mit nur 0,7—0,75 Si in den Konverter und bewährte sich so gut, daß man in der Zukunft

---

1) Åkermann nennt allerdings 0,9—1,0 Si (Max. = 1,0 Si), bei 1,5 Mn. Besser wäre 2—4 % Mn. Stahl und Eisen, 1893, S. 920.

2) Howe, Stahl und Eisen, 1890, S. 1036.

3) Sahlin, Stahl und Eisen, 1901, S. 659. Im Gegensatz dazu hielt man damals noch in England an 2,5 % Si fest.

4) Stahl und Eisen, 1890, S. 115.

immer Schrott mit einsetzte und z. B. folgende Roheisenzusammensetzung beim Einsatz in den Konverter hatte:

2,28 % C; 0,75 % Si; 1,72 % Mn.

Müller knüpfte daran folgende Betrachtung: Die Verbrennung des C fängt erst richtig bei 1400° an. Bringt man das Roheisen mit hoher Temperatur in den Konverter, so beginnt sofort die Entkohlung, während sonst oft die Schmelze 10 Minuten untätig liegt (Vorwärmzeit). Die hohe Einsatztemperatur ersetzt folgerichtig einen Si- und Mn-betrag.

Diese Darstellung von Müller wurde von Howe auch für amerikanische Verhältnisse als zutreffend anerkannt. Fehlt die Voraussetzung der starken Überhitzung und der schnellen Folge der Schmelzen, so kann man natürlich nicht mit dem Si-Gehalt soweit heruntergehen oder wenigstens nur dann, wenn der Mn-Gehalt hoch ist.

So nennt Malz [1]) für deutsche Verhältnisse

3,3—3,7 % C; 0,6—2,5 % Si; 0,5—1,0 % Mn;
0,06—0,08 % P; 0,05—008 % S.

Der Verfasser traf auf einem westfälischen Werke die Zusammensetzung von 2,25—2,00 % Si; 2,6 % Mn; 0,05 % P; 0,01—0,03 % S an. Es handelt sich hier ausschließlich um Erzeugnisse höchster Anforderungen. Man schmolz auch hier heiß im Kupolofen ein, verwandte aber sehr schwefelarmen Koks.

Das jetzt vom Talbotverfahren in Wittkowitz abgelöste Duplexverfahren verarbeitete ein Roheisen mit 1,2 % Si, 2,7 % Mn.

Die Roheisenzusammensetzung beim basischen Verfahren.

Es spielt der Abbrand, oder besser gesagt »das Ausbringen« eine große Rolle. Das Ausbringen wird auch durch die mechanischen Verluste gekennzeichnet. Je größer die Anteile der Eisenbegleiter sind, umso kleiner ist das Ausbringen. Aber es müssen auch die Maßnahmen beachtet werden, die auf die Vermeidung eines zu stürmischen Blaseverlaufs hinzielen, weil dieser starken Auswurf und die Entstehung lästiger Mündungsbären bedingt, die einen solchen Umfang annehmen können, daß sie die Konvertermündung zu verschließen drohen. Auch die Verschlackung des Eisens ist dabei zu berücksichtigen. S. 168 ist der Zusammenhang zwischen den Roheisenbegleitern und dem Verlaufe des Kochens gekennzeichnet.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1897, S. 382. Malz sagt, daß seit 15—20 Jahren der Bessemerbetrieb in Deutschland derselbe geblieben sei.



Kintzlé[1]) nennt (1897) in einem Vortrage folgende Roheisenzusammensetzung:

»0,3—0,7 % Si; der Mn-Gehalt wird verschieden angegeben. Einige sagen 1,0 %; andere, darunter auch er selbst, verlangen 1,6—1,8 %. P-Gehalt = 1,7—2,2 %. S-Gehalt höchstens = 0,1 %.«

Graßmann[2]) nennt 3,2—3,6 % C; 0,2—0,5 % Si; bei höherem Gehalt ist der Verlauf zu stürmisch. 1,1 %—2,0 % Mn. Bei weniger als 1,1 % besteht Schwefelgefahr beim Hochofen, und der Blaseverlauf ist zu stürmisch. Womöglich 1,9 % P. Hohe P-Gehalte gewährleisten einen ruhigen Blaseverlauf. Niedrige P-Gehalte können allerdings durch hohen Mn-Gehalt ausgeglichen werden.

Esser[3]) nennt in seinem Vortrage 0,28—0,45 Si; S höchstens 0,1 %.

Der Verfasser knüpft an diese Zahlenangaben die folgende Betrachtung:

A. Silizium.

Ein zu hoher Si-Gehalt verlängert die Blasedauer (z. B. + 0,5 % Si um 2 Minuten), bewirkt stürmischen Verlauf und viel Auswurf, setzt die Haltbarkeit des Futters herab und bedingt einen höheren Kalkverbrauch. Das Ideal wäre ein Si freies Roheisen, aber der Hochofen kann unter gewöhnlichen Verhältnissen nicht die Aufgabe lösen, ein schwefelarmes Roheisen mit weniger als 0,4—0,5 % Si dauernd zu liefern; 0,35 % mag bisweilen zutreffen. Darunter liegende Werte müßten auch einen thermischen Ausgleich durch einen höheren P-Gehalt haben.

Eine Zusammensetzung des Einsatzes, wie sie früher in Peine[4]) bestand, mit 0,1 % Si. 0,6 % Mn, 2,65 % P, bei wenig S wäre das Ideal, aber dies ist allen Werken verschlossen; denn an keiner Stelle der Erde hat die Natur so außerordentlich günstige Eisenerzverhältnisse geschaffen[5]) wie in Ilsede. Dort wurde (heute besteht unmittelbare Überführung des flüssigen Roheisens aus Ilsede) ein Roheisen mit etwa 0,3—0,6 Si, 2 % Mn; 2,7 % P im Kupolofen, unter starkem Schrottzusatz, aber geringem Kokssatz umgeschmolzen und die obengenannte Zusammensetzung des Rinneneisens erzielt. (Vgl. S. 75). Eine Schwefelgefahr bestand im Hochofenbetriebe wegen des hohen Mn-Gehalts nicht. Der niedrige Mn-Gehalt führte nicht zu einer hohen Auswurfsziffer, weil der Si-Gehalt

---

1) Stahl und Eisen, 1897, S. 381.

2) Stahl und Eisen, 1896, S. 57.

3) Stahl und Eisen, 1910, S. 1319.

4) Vgl. den Aufsatz von Jung, Stahl und Eisen, 1919, S. 1577. Heute fließt das Roheisen aus dem Mischer in Peine mit etwa 1,8 % Mn, 0,4 % Si, 0,03 % S.

5) In Kladno in Böhmen gelangt ein sehr heiß in Umschaltflammöfen eingeschmolzenes Roheisen mit 0,6—0,8 Mn; 0,0—0,2 % Si; 2,5—2,7 % P; 0,07—0,1 % S in den Konverter. Das sind bis auf den Schwefelgehalt ganz ähnliche Verhältnisse.

niedrig und der P-Gehalt hoch war. Der letztere diente thermisch zum Ausgleich. Den Zusammenhang zwischen Ausbringen und Si-Gehalt zeigt das Schaubild Abb. 101 [1])

Frühere Angaben nennen viel höhere Si-Gehalte, die bis 1,7 % hinaufgehen.[2]) Es geschah dies teils aus Furcht vor dem Einfrieren; auch war damals noch nicht erkannt, wie stark ein geringer Si-Gehalt auf die Selbstkosten einwirkt, auch wenn der Hochofenleitung dadurch Unbequemlichkeiten entstehen.

Mangan. Man kann wohl mit Sicherheit behaupten, daß 1,1 % Mn genügt; anderseits ein Gehalt von über 1,5 % unnötig das Ausbringen drückt und die Blasedauer verlängert. Manche Werke kommen sogar mit erheblich geringerem Mn-Gehalt aus (vgl. z. B. Abb. 94). Sogar 0,8—1,0 % Mn gibt bei geringem Si-Gehalt und nicht unter 1,9 % P sehr guten Verlauf, wenn auch dem Hochofenmann in Hinblick auf den Schwefel die Aufgabe erschwert wird. Bei nahezu 0 % Si und 2,7 % P sind sogar nur 0,6—0,8 Mn. erforderlich. Wird der Hochofen heißer, so fällt das Roheisen Si reicher. Dieser Nachteil wird aber zum Teil durch gleichzeitiges Steigen des Mn-Gehalts ausgeglichen. Meist liegt es im Interesse der Roheisenselbstkosten mit einem möglichst kleinem Mn-Gehalte auszukommen.

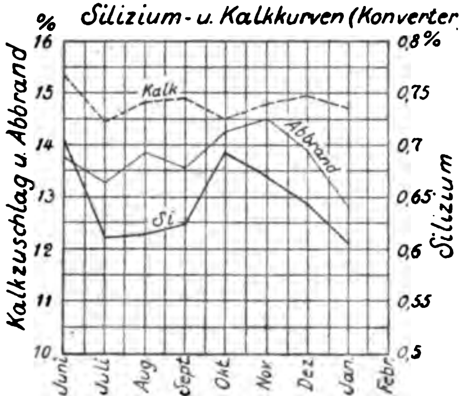


Abb. 101. Schaubild (Thomasverfahren). Kalkverbrauch und Abbrandzahlen beim basischen Konverter (unter Abbrand ist Verlustziffer zu verstehen) Je höher der *Si*-Gehalt, umso höher der Abbrand. (Stahl und Eisen.)

Ein höherer Mn-Gehalt als 1,5 % bringt (abgesehen von der meist eintretenden Verteuerung des Roheisens) den Nachteil, daß die Blasezeit und der Abbrand ohne Gegenleistung vermehrt werden. Auch kann die Belästigung der Umgebung durch Flugstaub und Rauch stark gesteigert werden. In Peine trat eine Verlängerung der Schmelze um 2 1/3 Minuten ein, als man den Mn-Gehalt von 1,46 % auf 2,29 % erhöhte. (Vgl. den eben genannten Aufsatz von Jung.)

Phosphor. Alle Werke, die mit hohem P-Gehalte arbeiten, haben unter sonst gleichen Verhältnissen besseres Ausbringen wegen der Erniedrigung der Auswurfsziffer. Die untere Grenze ist unter normalen

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 395 (Simmersbach).

[2]) So nennt Stead (Stahl und Eisen, 1883, S. 263) die folgende als normal gelten sollende Zusammensetzung: 3,25—3,50 C; 0,6—1,0 Mn; 1,3—1,0 Si; 0,12—0,15 S; 1,75—2,75 P. Thomas nennt noch höheren Si-Gehalt. Die ersten Schmelzen in Hörde sind mit grauem Roheisen geblasen.

Verhältnissen bei 1,8 %. Dem Verfasser ist nur 1 Werk in Oberschlesien bekannt, das in Friedenszeiten einen geringeren P-Gehalt zeitweilig im Roheisen führt. Daß man mit geringerem P-Gehalt zur Not arbeiten kann, beweisen viele Literaturstellen u. a. nennt Thomas[1]) 0,8—3,0 %, Brauns 1,25—1,50 % P[2]), Kupelwieser[3]) verlangt nur Si + P = mindestens 2,5. Auch das ebengenannte Oberschlesische Werk liefert den Beweis, daß bei sehr heißem Kupolofeneisen allenfalls 1,4 % P genügen.

Dies ist ja auch im Sinne der Ausführungen über die thermischen Vorgänge verständlich; aber anderseits besteht der Ausblick, daß alle Stahlwerke des Minettebezirks den natürlichen P-Gehalt des Roheisens durch Einmöllern von Konverterauswurf, Puddelschlacke und Phophatkreide künstlich, fast durchgehend bis auf 1,9—2,0 % erhöhen.

Ein wesentlich höherer P-Gehalt ist allerdings wohl nur in Peine und Kladno (in beiden Fällen 2,6—2,7 % P) anzutreffen.

Schwefel. Frühere Quellen nennen recht hohe Werte, bis 0,2 und 0,3 % hinaufgehend[4]). Seitdem aber die Erkenntnis der Schädlichkeit des Schwefels gereift ist, die Hochöfen besser geleitet werden, und Mischerbetriebe bestehen, erachtet man schon 0,07 % S im Konvertereinsatz für viel und hütet sich über 0,1 % hinauszukommen. Meist nennen die Werke 0,06—0,07 %. Unter 0,045 % S wird man wohl kaum bei manganarmem Thomasroheisen im Durchschnitt antreffen.

Aus den obigen Ausführungen geht hervor, daß man die Vorschriften für die Anlieferung von Thomasroheisen im Zustande des Einfüllens in den Konverter wie folgt zusammenfassen kann:

Etwa 3,2 —3,8, meist 3,5 % C,
0,35—0,6, am besten 0,3—0,4 %, aber nicht unter 0,2 % Si,
1,8 —2,0 %, womöglich noch mehr P,
0,8 —1,5 %, am besten 1,0—1,1 % Mn,
Höchstens 0,07, allenfalls bisweilen 0,1 % S.

Maßnahmen, um Roheisen mit niedrigem P-Gehalte im Thomaskonverter zu verblasen:

Es sind hier P-Gehalte gemeint, die sich auch nicht durch Überhitzung des Roheisens, auch nicht bei Vorwärmung des Kalkes, das anfangs als unerläßlich betrachtet wurde, ausgleichen lassen. Solche P-Gehalte (0,2 %) haben zur Entwickelung des Wittkowitzer Duplexverfahrens geführt[5]). Vorblasen im sauren, Fertigblasen im basischen Konverter.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1882, S. 294.
[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 9.
[3]) Stahl und Eisen, 1881, S. 180.
[4]) Thomas nennt als Maximum 0,3 % S (Stahl und Eisen, 1882, S. 294); Stead 0,12—0,15 % (Stahl und Eisen, 1883, S. 263); Kupelwieser 0,23 % S neben 0,06—0,20 Cu (Stahl und Eisen, 1881, S. 180).
[5]) Vgl. Kupelwieser, Stahl und Eisen, 1890, S. 655 und Holz, Stahl und Eisen, 1902, S. 1.

Da dies Verfahren unwirtschaftlich war, ging man 1890 dazu über, den basischen Martinofen an die Stelle des Thomaskonverters zu setzen. Das Roheisen hatte

1,2 % Si; 2,7 % Mn; 0,2 % P; 3,7 % C; es wurde auf
0,0 » » ; 0,4 » » ; 0,2 » » ; 0,1 » » im sauren Konverter

innerhalb 8 Minuten heruntergefrischt und in den basischen Martinofen zusammen mit Schrott eingesetzt. Hier verlief die Schmelze infolge der hohen Einsatztemperatur sehr schnell. Dieses Duplexverfahren blieb bis 1913 mit gutem Erfolge im Betrieb und wurde auch nach Amerika übertragen. (Vgl. beim Martinverfahren). Es mußte dann aber nach langem Hin- und Herschwanken dem Talbotverfahren weichen, nachdem dies durch Verbesserungen die Überlegenheit erlangt hatte.

In England versuchte man das Cleveländer Roheisen[1] (1,5—3,0 Si; 0,5—0,75 Mn; 1,45—1,55 P; 0,04—0,06 S) nach einem Vorschlage von Massenez auf ein Bett von Eisenerz (mit oder ohne Kalk) im Basischen Konverter einzutragen. Dann wurde geblasen, bis die Kohlenstofflamme sichtbar wurde, dann die Schlacke abgekippt und im Sinne des Thomasverfahrens zu Ende geblasen

Man hat niemals wieder etwas von diesem Verfahren gehört.

18. Das Ausbringen.

Es wird durch die Verluste gekennzeichnet, die sich aus dem Abbrand und den mechanischen Verlusten zusammensetzen. Letztere finden in dem Rauch, Flugstaub und Konverterauswurf, der dem Hochofen übergeben wird, ihren Ausdruck. Man kann diesen Verlust im praktischen Betriebe nicht unmittelbar durch Wägungen bestimmen, sondern kann nur für größere Zeiträume (meist monatlich) den Unterschied zwischen Einsatz, einschließlich der Zusätze und walzbaren Blöcke feststellen. Pfannenkrusten, Blockstummel, Ausschußblöcke, Kaminbären usw. gehen in den Konverter zurück. Gerade weil hier eine genaue Scheidung nicht durchführbar ist, muß der Stahlwerksleiter über den Ursprung der Verluste im Klaren sein, und das kann er, wenn er die unten folgende Überschlagsrechnung anstellt.

Es handelt sich um Fragen von wirtschaftlich tief einschneidender Bedeutung. Graßmann[2]) nennt Zahlen, denen zufolge bei Thomaswerken 1 % Mehrausbringen, die Herstellungskosten für die t um 0,70 M. herabsetzt. Das wäre also bei einem Werke von 1000 t Tageserzeugung ein Mehrertrag von rund 210 000 M. im Jahr. Er rechnet 25 % Schlacke mit 6—14 % Fe (Fe-Verlust = 1 ½—3 ½ %) und einen Auswurf von 4,7—5,1 %. In Peine hat man bei dem hohen P-Gehalt 30 % Schlacke.

[1]) Metallurgie, 1907, S. 345 nach englischer Quelle.
[2]) Stahl und Eisen, 1896, S. 57.

Um so mehr muß es auffallen, daß die Ergebnisse der einzelnen Werke so verschieden sind.

Beim sauren Verfahren wird für englische und deutsche Verhältnisse 10—12% Verlust gelten können [1]). In den Vereingten Staaten [2]) einschließlich des Kupolofenverlustes, den man auf etwa 2% veranschlagen kann, 8%. Im letzteren Falle bei nur 0,75% Si und 0,70% Mn im Rinneneisen.

Für das basische Verfahren gelten Werte von 9—17%. Meist 12—14%, Ein Durchschnitt der Zahlen aus neueren Notizen des Verfassers ergab 12,75%. Schock rechnet mit nur 10—11% (Stahl und Eisen, 1914, S. 700). Thomas rechnete mit einem um 3% höheren Verlust wie beim sauren Verfahren und nannte 15% [3]).

Bei den Überschlagsrechnungen handelt es sich vor allem darum, die verschlackte und mechanisch verlorene Fe-Menge festzustellen. Dazu muß man die Schlackenmenge kennen. Diese wird am besten an der Hand des Mangans beim sauren und des Phosphors beim basischen Verfahren berechnet, weil beide Körper nicht aus dem Futter zufließen können.

I. Berechnung der Verlustziffer beim sauren Verfahren.

Beispiel: (Amerikanische Verhältnisse). Die Einsatzmenge betrage 10000 kg Roheisen und 1000 kg Spiegeleisen (12% Mn). Die Schlacke möge 15% Fe und 20% Mn enthalten. Von dem Mn-Gehalt des Spiegeleisens gelangen erfahrungsgemäß 25% in die Konverterschlacke und 20% in die Kupolofenschlacke.

Das Flußeisen soll 0,45% C; 0,04% Si; 1,00% Mn enthalten.
Das Roheisen 3,0 » »; 0,75 » »; 0,70 » » (Rinneneisen).

Das Ausbringen ist mit 92% festgestellt. In die Konvertersschlacke gehen für eine Charge: aus dem Roheisen 0,70 — 0,25 = 0,45% = 45 kg Mn.

Aus dem Spiegeleisen $120 \cdot \frac{4}{5} \cdot \frac{1}{4}$ = 24 » » 69 kg Mn

Schlackenmenge = x; (69 : x = 20 : 100); x = 345 kg = 3,1% vom Einsatz.

Verschlackte	Fe-Menge	$= 3{,}1 \times \frac{15}{100} = 0{,}47\%$	
»	Si- »	$= 0{,}75 - 0{,}04 = 0{,}71$ »	
»	Mn- »	$= 0{,}70 - 1{,}00 =$ — »	— 0,30% [4])
Vergaste	C- »	$= 3{,}00 - 0{,}45 = 2{,}55$ »	

Verlust durch Abbrand im Konverter zusammen 3,73 — 0,30% = 3,43%

Hierzu gesellt sich der Schmelzabbrand

im Umschmelzkupolofen =	0,2% Si;	0,4 % Mn;	0,6 % Fe
» Spiegeleisenkupolofen =	— »;	0,24 » »;	0,06 » »
Zusammen	0,2% +	0,64% +	0,66% = 1,50%

Der mechanische Verlust wird aus dem Unterschied ermittelt, der sich auf Kupolofen und Konverter verteilt = 8 — (3,43 + 1,50) = 3,07%.

---

[1]) Thomas, Stahl und Eisen, 1881, S. 184 nennt 12%. Åkerman, ebenda 1893, S. 920 nennt 9—12,5% für Schweden, meist 10—10,5%.

[2]) Howe, Stahl und Eisen, 1890, S. 1036 (7,82%).

[3]) Vgl., abgesehen von Graßmann und Thomas, Kintzlé, Stahl und Eisen, 1897, S. 381 (13—16%). Kupelwieser, ebenda, 1881, S. 180. Gutehoffnungshütte, ebenda, 1904, S. 445 (12,5—13,0%). Kneuttingen, ebenda, 1905, S. 1283 (12%).

[4]) Das Minuszeichen entsteht dadurch, daß infolge des Spiegeleisenzusatzes mehr Mn erscheint, wie durch das Roheisen eingeführt ist.

II. Die Berechnung der Verlustziffer beim basischen Verfahren.

Beispiel: Das Ausbringen möge mit 87% festgestellt sein. Die Schlacke soll 7,54% P und 11% Fe und der Kalk (15% vom Roheisen) 0,05% P enthalten.

Die Zusätze müssen eingerechnet werden.

Zusammensetz. des Konvertereinsatzes = 0,50% Si; 1,40% Mn; 1,90% P; 3,60% C; 0,06% S
» » Flußeisens = 0,00 » »; 0.40 » »; 0.06 » »; 0,12 » »; 0,03 » »

Abbrand = 0,50 + 1,00 + 1,84 + 3,48 + 0,03
Zusammen = 6,85%. Es fehlt noch der Fe-Abbrand

• P aus dem Roheisen und Kalk = 1,84 + 0,01 = 1,85%.

$$\text{Schlackenmenge} = \frac{1{,}85}{7{,}54} \cdot 100 = 24{,}5\% \text{ vom Einsatz.}$$

$$\text{Verschlackte Eisenmenge} = 24{,}5 \cdot \frac{11}{100} = 2{,}69\%.$$ (Graßmann nennt 1,5 — 3,5%).

Demnach entfallen auf mechanische Verluste: 13 — (6,85 + 2,69) = 3,46%. Graßmann nennt viel höhere Ziffern (4,7 — 5,1%).

An diese Berechnungen sollen die nachfolgenden Betrachtungen geknüpft werden:

Den Verlust durch Abbrand der Eisenbegleiter kann man nur durch Einhalten einer richtigen Roheisenzusammensetzung, die oben gekennzeichnet ist, vermindern.

Die Ersparnis an Fe-Abbrand wird durch Einhalten richtiger Nachblasezeit (vgl. weiter unten) und Verminderung jeden unnötigen Überschusses an Kalk gewahrt. Das erstere bedingt richtige Temperaturführung (nicht zu heiß und nicht zu kalt!). Zu kalter Einsatz vermehrt naturgemäß den Eisenabbrand, weil der Luftsauerstoff im Anfang der Schmelze keinen anderen vom Eisen ablenkenden Körper findet.

Die Ursachen der Vermehrung der mechanischen Verluste sind bei der Auswahl des geeigneten Roheisens besprochen. Es ist noch darauf hinzuweisen, daß großer Konverterraum (vgl. S. 93) und richtig gewählter Blasquerschnitt, gleichmäßige Verteilung der Löcher und richtig gewählter Lochdurchmesser hier sehr günstig wirken (vgl. S. 121).

Sehr wichtig ist die Überwachung des FeO-Gehalts der Schlacke. Eine zu hohe Temperatur erzeugt sogleich einen hohen Eisenverlust durch Verschlackung. In Peine war es deshalb früher üblich, aus dem Eisengehalt der vorhergehenden Schmelze die Dauer des Nachblasens im voraus zu bestimmen, also den Eisengehalt der Schlacke als Maßstab für die Temperatur anzusehen[1]).

Um das Ausbringen zu vergrößern schlug O. Thiel[2]) vor, bei stark ausgeweitetem Konverter am Schluß die Schlacke abzugießen und dafür neues Roheisen einzusetzen, um von neuem 3—4 Minuten zu blasen. Er will 55% mehr ausbringen und andere Vorteile erreichen. Es besteht ein Anklang an das Verfahren von Scheibler (vgl. S. 216).

---

[1]) Vgl. Jung, Stahl und Eisen, 1919, S. 1577 und auch Brovot, Stahl und Eisen, 1896, No. 2.

[2]) Stahl und Eisen, 1916, S. 1101.

19. Das Blasen in praktischer Ausführung.

Blasen beim sauren Verfahren. Malz[1]) nennt für Europa, mit Ausnahme von Schweden 15—20 Minuten. In Schweden[2]) 7 bis 12 Minuten. Howe[3]) nennt für die Vereinigten Staaten sehr kurze Zeiten (7,87—9,86 Minuten), die durch geringe Badtiefe, kräftige Gebläse und durch sehr heiß geführten Gang (sehr schnelle Folge der Schmelzen) ermöglicht werden. Es wird vielfach vor vollendeter Entkohlung abgebrochen. Howe nennt dies »young« blasen. Man hört auf, wenn die Verkürzung der Flamme beginnt. Bei weichem Flußeisen bläst man bis zum vollständigen Zurückgehen der Flamme, das dadurch gekennzeichnet wird, daß der braune Rauch, der zuerst nur die Spitze der Flamme krönt, die ganze Flamme umsäumt. Bei Schmelzen mit viel Si (z. B. 3,0 %) im Einsatz verschwindet die lange Kohlenoxydflamme nicht plötzlich, wie es sein soll, sondern allmählich. Man hat dann das Blasen so lange fortzusetzen, bis brauner Rauch erscheint[4]).

Blasen beim basischen Verfahren. Die gesamte Blasedauer veranschlagte Kintzlé[5]) (1897) auf 1 Minute für 1 t Einsatz. Damals traf diese Schätzung annähernd zu. Die seither vergrößerten Fassungsvermögen lassen aber meist erkennen, daß die Blasedauer unabhängig vom Fassungsvermögen einhergeht. Eine Vergrößerung des Fassungsvermögens auf annähernd das Doppelte hatte in einem Falle die Blasedauer nur um 1 Minute verlängert. Dies ist natürlich nur der Fall, wenn die Badtiefe nicht vermehrt, der Blasquerschnitt richtig gewählt und die Gebläsemaschine kräftig genug ist.

Im allgemeinen gilt einschließlich des Nachblasens 13,5—19 Minuten.

Nach den Notizen des Verfassers ergibt sich das folgende Bild:

Fassungsvermögen t:	10;	13,5;	14;	15;	17;	20;	20;	25;	30
Blasedauer Minuten:	14,6;	14,0;	15,0;	13,5;	15,5;	16,5;	19,0;	17;	16

im Durchschnitt: 15,7 Minuten.

Diese Zeiten gelten für normale Zusammensetzung und Temperatur des Roheisens. Ein höherer Si- und Mn-Gehalt, eine niedrige Einsatz- und anderseits eine zu hohe Schlußtemperatur verlängern sofort die Blasezeit. 23 Minuten bei sonst 17 Minuten ist nichts Ungewöhnliches. Erfolgt eine Probenahme während des Blasens muß man etwa 7 Minuten mehr rechnen.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1897, S. 328.

[2]) Vgl. auch Åkerman, Stahl und Eisen, 1893, S. 920. Das Kochen trat nach 1½—3 Minuten ein. Gesamtdauer = 7—10 Minuten, nur bei hohen Mn-Gehalt = 15 Minuten und mehr.

[3]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1036, auch ebenda 1903, S. 562.

[4]) Siehe auch die Quelle unter [2]).

[5]) Stahl und Eisen, 1897, S. 381.

Das Nachblasen beansprucht von der Gesamtblasedauer meist etwa 2½—3 Minuten. In früheren Zeiten waren es 4—5 Minuten.

Die Nachblasezeit richtig einzustellen, ist die Hauptaufgabe des Blasemeisters. Hohe Temperatur verzögert die Entphospherung; man muß also dann länger nachblasen, besser aber durch richtige Schrottzugabe gleich zu Anfang oder auch im Verlaufe der Schmelze die Entstehung einer hohen Temperatur unterdrücken.

Ein scharfes Kennzeichen für den Endpunkt des Nachblasens gibt es nicht. (Der Verfasser fand einmal die Angabe: »Kommt wieder weißer Saum bei der Flamme, so ist es Zeit zu kippen«.) Man muß nach dem Kippen Vorprobe nehmen und sie ausschmieden. Inzwischen beginnt aber ein anderer Konverter, unmittelbar anschließend das Blasen. Zeigt die Vorprobe nach dem Ausschmieden und ihrer Rückkehr (meist 7 Minuten) noch Phosphorbruch, so muß der Konverter noch einmal aufgerichtet und geblasen werden, wenn auch nur wenige Sekunden. Während dieses Verbesserungsblasens muß der andere Konverter niedergelegt werden, wenn die Gebläsemaschine nicht für diesen Fall kräftig genug bemessen ist.

Man bläst in der Nachblasezeit meist lediglich an Hand der Uhr. Das Blasen nach Umdrehungszahlen der Gebläsemaschine ist zuverlässiger, läßt sich aber heute meist nicht mehr durchführen. Die Zeitdauer gibt der Blasemeister, der die Temperatur der Schmelze kennen muß, an. Nach dem Niederlegen des Konverters erkennt er auch, ob die Schlacke dünnflüssig genug ist und hat auch daran einen Anhalt, um gegebenenfalls noch einmal kurze Zeit zu blasen.

In Peine[1]) wurde seinerzeit die Schlacke schnell auf Fe untersucht. Das Ergebnis lag dann bei der folgenden Schmelze vor. Es gelang an der Hand dieses Hilfsmittels die Dauer des Nachblasens um 1 Minute, d. h. auf etwa 2,5—3 Minuten zu drücken, ohne eine schlechtere Entphospherung zu erhalten. Man sparte auch an Ferromangan und erzielte eine bessere Boden- (+ 10%) und Futterhaltbarkeit (+ 38%). Auch stieg der Gehalt der Schlacke an P_2O_5 (+ etwa 2,00%). Der Gedankengang war dabei ganz richtig: Es soll nur soviel Fe oxydiert werden, wie zur Bildung einer dünnflüssigen Schlacke nötig ist. Hierfür genügten 11,60% Fe statt der vorher angewandten 15,1% in der Schlacke.

Brovot sagt bei dieser Gelegenheit: Wenn wirklich einmal der P-Gehalt etwas höher wird, ja sogar bis 0,17% steigen sollte, so schadet das den Festigkeitseigenschaften kaum merkbar, aber die Rotbruchgefahr, die durch zu langes Nachblasen heraufbeschworen wird, tut dies sicher in sehr ausgedehntem Maße.

So warnt auch Esser[2]) davor, den P-Gehalt unter 0,06—0,07% durch Verlängerung des Nachblasens drücken zu wollen.

---

[1]) Brovot, Stahl und Eisen, 1896, S. 50.
[2]) Stahl und Eisen, 1910, S. 1319.

Der Beginn der Nachblasedauer wird entweder mit dem Spektralapparat[1]) festgestellt, aber meist nur mit Auge und Ohr (vgl. S. 167). Man verfolgt die Größe der Flamme und hält den Zeitpunkt fest, in welchem sie auf das kleinste Maß zurückgegangen ist.

Früher pflegte man auch nach dem Geben der Zusätze noch einmal ganz kurze Zeit zu blasen, um eine gute Vermischung zu gewährleisten. Dies erachtet man heute als überflüssig. Anderseits hat sich ein Blasen unmittelbar vor dem Abgießen der Schlacke bewährt. Man hat dann keine Störungen durch Schlackenkrusten zu befürchten[2]).

Die Regelung des Winddrucks geschieht so, daß man möglichst hohen Druck anwendet. Im Anfange der Schmelze ist aber der Widerstand des flüssigen Eisens zu groß. Man würde bei gewaltsamem Blasen sehr starken Auswurf haben. Hernach unterstützt die Vergasung des Kohlenstoffs die Hebearbeit des Windes. Man kann stärker blasen, bis das Kochen zu stark wird, und man wieder mäßigen muß.

20. Der Kalkzuschlag und andere Schlackenzuschläge beim basischen Konverter.

Beschaffenheit des Kalkes: Es kommt nur gebrannter Kalk und auch nur möglichst reiner Kalk in Frage. Ungebrannter Kalk würde den Wärmehaushalt bis zur Gefahr des Einfrierens ungünstig beeinflußen. Auch würde die kurze Zeit der Schmelze nicht zur Vertreibung der CO_2 ausreichen.

Schlecht gebrannter Kalk erzeugt kalten Gang und infolgedessen starken Auswurf und die Bildung von Pfannenbären. Auch wird die Qualität des Stahls infolge des Zurückgehens des Mn-Gehalts (jedenfalls eine Folge der stärkeren Mn-Verschlackung bei kaltem Gange) schlecht. In Differdingen hatte man Kalk mit 6—10% Glühverlust statt der normalen 2—4% und mußte, um dies auszugleichen im Roheisen 1,3% Mn haben. Bei 1% Mn erhielt man schlechten Stahl[3]).

Man wählt den Kalk sorgfältig aus. Ein höherer SiO_2 und Al_2O_3-Gehalt würde die Schlackenmenge unnötig vermehren und die Haltbarkeit des Futters herabsetzen. Man meidet ihn deshalb. S und Sulfatbeimengungen sind schädlich, weil S in das Eisen übergeht. MgO und Fe_2O_3 sind in größeren Mengen schädlich, weil sie die Entphospherung beeinträchtigen (vgl. S. 153). Ein P-Gehalt des Kalkes kommt vor und muß bei der Bemessung der Kalkmenge berücksichtigt werden. Sehr großen Einfluß auf die zu gebende Kalkmenge hat natürlich der Wasser- und CO_2-Gehalt.

---

[1]) Der Vefasser fand ihn gerade da in Anwendung, wo ein Wägen des Einsatzes vor dem Füllen des Konverters unterbleiben mußte.

[2]) Notiz des Verfassers auf einem Lothringer Werke.

[3]) Backheuer, Stahl und Eisen, 1918, S. 748.

In früheren Zeiten stellte man die Kalkbrennöfen auf dem Stahlwerk, und zwar unmittelbar neben den Konvertern auf, um den Kalk heiß und wasserfrei einzusetzen[1]); ja man wärmte ihn sogar stellenweise vor. Davon ist man heute abgegangen, um nicht unnütz etwa 43% CO_2 befördern zu müssen und das Brennen im größten Maßstabe und mit den besten Transporteinrichtungen bewerkstelligen zu können. Man muß allerdings als Nachteil in den Kauf nehmen, daß der Kalk wasserreicher und kälter zur Verwendung kommt.

Stehen mehrere Kalksorten zur Auswahl, so berechnet man für alle, wieviel Kalkgewicht für 100 kg verfügbare CaO erforderlich ist.

Beispiel: Ein Kalk mit 87,55% CaO braucht für 3,4 + 1,0 kg ($SiO_2 + Al_2O_3$) 4,4 kg CaO (bei einem S-Gehalt würden für 1 kg S 2 kg CaO gerechnet werden müssen); demnach gilt die Gleichung:

$$100 : (87{,}55 - 4{,}4) = x : 100$$

x = Menge des für 100 kg verfügbares CaO erforderlichen Kalkes = 120 kg.

Dies ist die Kennziffer des Kalks; sie ermöglicht zu berechnen, wieviel 1 kg verfügbares CaO kostet.

Die Menge des Kalksatzes schwankt zwischen 12 und 18% vom eingesetzten Roheisen, im Durchschnitte sind es etwa 15%.

Die Werte sind so verschieden, weil die Kalkbeschaffenheit sehr ungleich ist. Auch die Roheisenbeschaffenheit bedingt große Abweichungen, ebenso die Dauer des Nachblasens und im Zusammenhange damit die Temperaturführung der Schmelze.

Der Einfluß der Roheisenbeschaffenheit soll an der Hand der folgenden Beispielrechnung gezeigt werden: Das Roheisen enthält 1,75% P, 05% Si; 100 kg CaO erfordern im obigen Sinne 120 kg Kalk. Das Stahlwerk gebraucht nach den Schmelzberichten 13% Kalk, vom Roheiseneinsatz gerechnet. Wieviel % Kalk sind überschüssig gegeben?

1,75 — 0,06 = 1,69 kg P erfordern zur Bildung von $4\,CaO \cdot P_2O_5$
$1{,}69 \times 3{,}61 = 6{,}1$ kg CaO
0,5 kg Si ergeben 1,1 kg SiO_2 und erfordern 1,1 » »

Zusammen für 100 kg Roheisen 7,2 kg CaO,

die $7{,}2 \times 1{,}2 = 8{,}64$ kg Kalk erfordern[2]). Demnach sind $13{,}00 - 8{,}64 = 4{,}36$ kg = 50% überschüssig gegeben.

Dieses Berechnungsverfahren steht nicht auf sicherer Basis, wie der nachfolgende von Jung in Peine[3]) berichtete Fall beweist. Man hatte

---

[1]) So bestanden in Peine, Gutehoffnungshütte (10% Koks), Neunkirchen (16% Saarkohle) Schachtbrennöfen. In Völklingen steht heute noch ein großer Ringbrennofen.

[2]) Andere Basen — das MnO, das aus dem Futter stammende CaO und MgO sind hier nicht berücksichtigt; sie sollen aber bei der Schlackenberechnung zu Worte kommen.

[3]) Stahl und Eisen, 1919, S. 1577.

daselbst das Fassungsvermögen der Konverter auf 22 t erhöht. Eine Folge dieser Maßnahme war, daß man den Kalkzuschlag von 16—17 % auf 12,8 % herabsetzen konnte, unter gleichzeitiger Erhöhung des Schrottzusatzes von 6,8 % auf 14,4 %. Der gesamte Abbrand betrug 10,72 %. Das Peiner Roheisen hat sehr hohen Mn- und P-Gehalt, und rechnete man in der oben angedeuteten Weise, so erhielt man keinen Überschuß an CaO sondern zu wenig. Rechnete man auf Grund der Verbindung $4\,CaOP_2O_5CaOSiO_2$ (vgl. unter Thomasschlacke), so erhielt man zuviel Kalk.

Der Widerspruch ist bisher nicht aufgeklärt. Man muß aber bedenken, daß außer dem zugefügtem CaO das abgeschmolzene basische Futter an der Schlackenbildung beteiligt ist, und daß auch hierdurch eine Quelle von Unstimmigkeiten entsteht.

Der große Überschuß an CaO ist nicht erforderlich, um die Entphospherung sicher durchzuführen, sondern, wie wir gesehen haben, das Fe_3O_4 zu verschlacken. Eine Berechnung ließ bei einer Jahresdurchschnittsanalyse erkennen, daß auf 1 kg über $4\,CaOP_2O_5$ hinausgehende freie Base (CaO + MgO + MnO) 0,5 kg Fe oder 0,69 kg Fe_3O_4 kamen (Al_2O_3 dabei der SiO_2 zugezählt).

Hier sei nur kurz wiederholt, daß einige Werke, neben der Temperatur, den Dünnflüssigkeitsgrad der Schlacke, andere den Fe-Gehalt, als Anhaltepunkte für die Zeitdauer des Nachblasens und unzertrennlich damit für die Höhe des Kalksatzes wählen und durch Versuche diese Größen bestimmen.

Das Einsetzen des Kalkes.

Es geschieht von oben her, gleich nachdem der Konverter entleert und im Futter und Boden nachgesehen ist. Ein Teil (etwa 10 %) wird allerdings im Interesse des besseren Schlackenabgießens, mit der Hand in den zum Auskippen niedergelegten Konverter eingesetzt. Man nennt diesen Kalk »Ansteifkalk«. Er kommt nicht mehr für die Phosphorabscheidung der betreffenden Schmelze in Betracht, verbleibt aber auch beim Schlachenabgießen, durch Schlackenkrusten festgehalten, im Konverter und kommt der folgenden Schmelze zugute.

Ein Kunstgriff besteht darin, den eben eingestürzten Kalk durch schnelles Neigen des Konverters in den »Bauch« des letzteren zu werfen, damit nicht die Blaselöcher verklebt werden.

Ein zweimaliges Kalksetzen werden wir im Kapitel »Thomasschlacke« im Zusammenhange mit deren Düngewert kennen lernen.

In der ersten Zeit des Thomasbetriebes goß man der guten Entphospherung wegen die erste Schlacke ab, um nochmals Kalk zu setzen. Dies Verfahren hat man sehr bald verlassen[1]).

[1]) Stahl und Eisen, 1882, S. 595 in Creusot.

Es geschieht aber noch in Peine[1]), um im Anfang weniger CaO in der Schlacke zu haben und die Bildung einer reaktionsfähigen Schlacke zu beschleunigen.

Versuche mit anderen schlackengebenden Zuschlägen.

Sie sind immer erfolglos gewesen, wie dies S. 66 erörtert ist. Im Laufe der Zeit sind auf einigen Werken die Versuche wiederholt, Eisenerze beim Nachblasen einzuzetzen, um die Temperatur herabzudrücken z. B. in Schweden[2]). So nennt auch Graßmann[3]) ein solches Verfahren mit etwa 3% vom Einsatz. Es habe sich gutes Ausbringen und ruhiger Gang ergeben.

Ebenso berichtet Goerens[4]) über das Flohrsche Verfahren in Düdelingen, bei dem Preßziegel (80 kg qcm) aus Walzsinter und Kalkhydrat (10% CaO) im Betrage von etwa 2% vom Flußeisen von Hand bei heißgehenden Schmelzen eingesetzt werden. Es soll Nachblasezeit und Auswurf herabgesetzt sein.

Der Verfasser stellte auch fest, daß auf einem niederrheinischen Werke mehrere Jahre hindurch Versuche mit Erz- (0,2%) und Salzzusatz als Flußmittel (0,15% NaCl) gemacht, aber wieder verlassen sind.

Es ist ein Mißlingen solcher Versuche sehr erklärlich. Um abzukühlen, bietet ein Schrottzusatz ein viel besseres und wirtschaftlicheres Hilfsmittel, während der Eisengehalt des Erzes verloren geht.

21. Schrottzusatz.

Er gibt ein Mittel an die Hand, um einen Teil des Stahlwerksabfalls aller Art (auch die Mahlrückstände der Thomasphosphatmühlen) mit der überschüssigen Konverterhitze einzuschmelzen.

Abgesehen davon kommt das Drücken der Temperatur mit allen seinen Vorteilen in Betracht.

Man kann bis zu 8% und mehr Schrott einschmelzen[5]). Meist setzt man vornweg durch das Füllrohr von oben soviel Schrott ein, wie der Konvertergang im Ausblick auf Roheisenzusammensetzung, Temperatur und sonstige Umstände (neuer Boden, neues Futter, Art des Schrottes, auch Luftfeuchtigkeit) schätzungsweise vertragen kann. Mitunter sind dies 5—6% des eingesetzten Roheisens. Weiteren Schrott

---

[1]) Stahl und Eisen, 1919, S. 1577 (Jung).

[2]) Stahl und Eisen, 1893, S. 920.

[3]) Stahl und Eisen, 1896, S. 57.

[4]) Stahl und Eisen, 1908, S. 682.

[5]) Schock (Stahl und Eisen, 1914, S. 700) sagt: Ein Thomaswerk kann 2% und mehr Schrott umschmelzen. Jung in Peine spricht sogar von 14—19% (Stahl und Eisen, 1919, S. 1577).

gibt man dann, im Bedarfsfalle, von der Schrottbühne aus mit Hand. Hat man ein Füllrohr, dessen unteres Stück heraus- und hineingezogen werden kann, so geschieht letzteres auch auf diese Weise.

Das Schrottnachsetzen geschieht meist in der Nachblasezeit.

Für das saure Verfahren nennt Howe 5% Schrottzusatz[1]), was bei dem geringen Si- und Mn-Gehalte sehr bemerkenswert ist.

Die Beinflussung der Temperatur durch Schrottschmelzen siehe S. 212.

22. Das Fertigmachen der Schmelze. Zusätze.

Es handelt sich um solche Zusätze, die zur Desoxydation und Kohlung gegeben werden.

a) Mangan und Siliziumführende Legierungen[2]).

	C	Si	Mn	P	S	Cu
Siegerländer Stahleisen	3,8	0,75	5,0	0,08	0,04	0,30
Siliziumreiches Stahleisen	—	3—3,5	5—6	—	—	—
» »	—	2,38	3,25	—	—	—
Spiegeleisen allgemein	4—5	1,3—0,2	6—35	0,1	—	—
Siegerländer Spiegeleisen	4,86	0,6	10,3	0,04	0,02	0,17
Ferromangan allgemein[3])	5—7,5	1,3—0,2	35—80	0,2	—	—
» mit etwa 40% Mn	5,62	0,10	41,45	0,095	—	—
» » » 60 » »	5,31	2,52	55,06	0,30	Spur	0,17
» » » 80 » »	6,94	0,02	76,95	0,24	—	0,37
» » » 80 » »	7,20	0,72	80,61	0,27	—	—
Silikospiegeleisen aus d. Hochofen[4])	2—2,5	10—12	20	0,18	—	—
Ebenso aus dem elektrischen Ofen	1,0	20—25	50—55	0,06	0,03	—
Dasselbe	0,8	20—25	68—75	0,052	0,02	—
Ferrosilizium aus dem Hochofen	1,6—0,8	12—16	1,0	0,1	—	—
» » » »	1,83	10,0	0,96	0,02	0,03	—
» elektrisch erzeugt[5])	0,07	25,80	0,23	0,136	0,005	enthält vielfach Kalzium
» » »	0,30	51,80	0,35	0,04	0,02	
» » »	0,31	75,76	0,26	0,04	0,01	

[1]) Stahl und Eisen, 1890, S. 1036. Jedenfalls einschließlich des Kupolofens.

[2]) Vgl. Bd. I, unter Roheisengattungen, ferner Stahl und Eisen, 1908, S. 41, 82, 149, 255, Venator).

[3]) Man kann den C-Gehalt bei manganreichen Roheisengattungen wie folgt abstufen:

4,0	10,0	20,0	50	80	90	% Mn
3,7	4,0	5,0	6,0	7,0	7,5	» C

Hochhaltiges Ferromangan zerfällt beim Lagern infolge von inneren Spannungen, die durch Temperaturwechsel ausgelöst werden. Man soll es unter Dach aufbewahren.

[4]) Zuerst von Pourcel 1875 in Terrenoire erzeugt. Seine Anwendung hat zu dem Worte Terrenoire-Verfahren geführt.

[5]) Ferrosilizium aus dem elektrischen Ofen entläßt namentlich bei Feuchtigkeit und in Schiffsräumen giftige Gase (unter andern Phosphorwasserstoff), Stahl und Eisen, 1909, S. 1077 und 1910, S. 461. Ferrosilizium mit 50% Si neigt im Gegensatz zu solchem mit 75% Si zum Zerfallen.

b) Kohlende Zusätze.

Alle die ebengenannten Legierungen führen C ein. Die Vorausbestimmung des C-Gehalts beim Geben dieser Zusätze wird uns noch eingehend beschäftigen.

Kohlenstoff allein wird durch gemahlenen Retortengraphit, Holzkohle, Koks und Anthrazit eingeführt.

Solche Zusätze sind durch ein Patent von Darby (1888) bekannt geworden und zuerst auf dem Phönix bei Ruhrort eingeführt [1]). Man spricht auch heute noch von »Darbyscher Kohlung«, auch wenn dessen Verfahren, Flußeisen durch ein Filter von Graphitstücken zu gießen, gleich im Anfang verlassen wurde, um anderen Ausführungsarten Platz zu machen [2]). Diese haben heute alle einem einfachen Verfahren Platz gemacht, bei dem Koks- oder Anthrazitmehl in Papierdüten oder Leinewandbeuteln oder auch mit der Schaufel in die Pfanne bei gleichzeitigem Einfließenlassen des Flußeisens eingesetzt wird. Man ging in der Anwendung viel zu weit, indem man C anstelle von Mn setzen wollte. Dies erreichte man nur auf Kosten der Güte des Flußeisens. Man setzte z. B. bei Schienenstahl auf dem Phönix statt 600 kg Spiegeleisen und 80 kg Ferromangan, 60 kg Koksmehl und 80 kg Ferromangan [3]).

Dies rächte sich in der Folgezeit und man wandte das Verfahren nur dann an, wenn man bei gewöhnlichem Spiegeleisenzusatz nicht auskommen konnte, z. B. bei Straßenbahnschienen mit sehr hohem C-Gehalt. Heute wendet man es auch notgedrungen bei sehr weichem Flußeisen an, wie das Beispiel weiter unten zeigt. Nur muß immer der richtige Mn-Gehalt gewahrt werden, ganz besonders bei härterem Flußeisen oder solchem, das sehr stark beansprucht wird. Die Tafel S. 202 läßt solche Anwendung erkennen. Sehr lästig ist die beim Zusatz entstehende heiße Flamme.

Man wählt sehr aschen- und S-armen Koks aus und trocknet ihn sehr sorgfältig vor dem Vermahlen. Dem Mehl fügt man gern 5% Flußspat zu, um die Aschenbestandteile unschädlich zu machen.

Versuchsweise ist SiC = Siliziumkarbid oder Karborundum, das im elektrischen Ofen hergestellt wird, verwandt. Es ist sehr rein,

---

[1]) Stahl und Eisen, 1890, S. 920.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 298 und 465; ebenda 1895, S. 570.

Z. B. Einführen des Mehlstroms in die Rinne oder Pfanne (Phönix). Kohleziegel mit 7% Kalkhydrat (Düdelingen). Blechbüchsen, mit Spiegeleisen beschwert und durch eine Wurfmaschine in den Konverter geschleudert (Gutehoffnungshütte). Eintragen von Holzkohlenmehl auf den Boden der Gießpfanne (Steiermark).

[3]) Wedding hielt sogar einen höheren Mn-Gehalt für schädlich. Er war durch die Analysen von schwedischem Frischherdeisen, das damals in Deutschland noch unerreicht war, irregeleitet.

z. B. 62 % Si; 35 % C; 1,5 % Fe; 1,5 % Al, hat sich aber wegen seines hohen Preises, dem keine Gegenleistung gegenübersteht, nicht einbürgern können.

Kalziumkarbid Ca_2C_2 mit 23 % C muß an dieser Stelle genannt werden. Es ist neuerdings von der Dortmunder Union als Desoxydationsmittel in den Verkehr gebracht, um einen Teil des Mn zu ersetzen (vgl. S. 173). Von dem Kohlenstoff wird nichts aufgenommen, ebenso nichts von dem Kalzium.

c) Aluminium

wird neuerdings nur metallisch angewendet, obwohl Eisen-Aluminium-Legierungen als Ferroaluminium bekannt sind. Auch gibt es ein Ferro-Aluminium-Silizium mit 46 % Si und 9 % Al [1]). Das handelsübliche Aluminium enthält 98,5 % Al; 0,42 % geb. C; 0,72 % Graphit; 0,05 % Fe; 0,06 % Cu; 0,04 % Pb.

Eine Zusammenstellung der Preise aller Desoxydations- und Veredelungslegierungen findet der Leser, Stahl und Eisen, 1908, S. 261 (Venator).

Fester oder flüssiger Zusatz?

Ersterer ist viel einfacher und erspart Schmelzkosten und Schmelzabbrand. Man muß aber das letztere Verfahren anwenden, wenn die Menge der Zusätze so groß ist, daß eine zu große Abkühlung, auch bei starker Vorwärmung erfolgen würde; auch spielen die Rücksichten auf die Rückphospherung mit hinein, die beim flüssigen Zusatz besser vermieden werden kann.

Eine Wärmerechnung ist S. 211 durchgeführt, um zu zeigen, wie weit die Konvertertemperatur durch das Schmelzen der Zusätze gedrückt wird. Die Zahlentafel S. 202 läßt erkennen, wie weit man mit dem festen Zusatz gehen darf.

Stahleisen, Spiegeleisen, Hämatit werden fast immer flüssig aus dem Kupolofen gegeben. Ferromangan meist in festem Zustande, obwohl in neuerer Zeit, nach Einführung besonderer Umschmelzapparate auch flüssig. Ferrosilizium, aus dem Hochofen stammend, wird meist zusammen mit dem Spiegeleisen und Stahleisen im Kupolofen niedergeschmolzen. Nur in kleinen Mengen wird es im festen Zustande gegeben. Hochhaltiges Ferrosilizium, ebenso Aluminium immer fest.

Kalziumkarbid desgleichen; jedoch ist es auch, angeblich mit gutem Erfolge flüssig angewandt.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 150.

Vorwärmöfen.

Es sind unmittelbar mit Kohle geheizte Herde (Abb. 102). Gasfeuerung, auch Gichtgasfeuerung kann natürlich angewandt werden, wenn die ört-

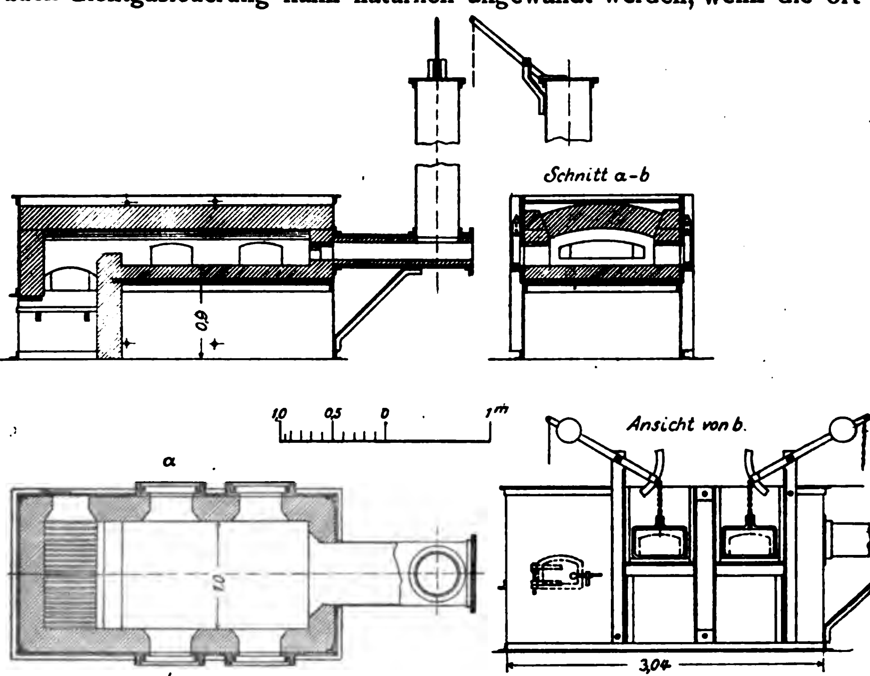


Abb. 102. Ofen zum Vorwärmen von Ferromangan, nach einer Zeichnung des Technischen Büros E. Widekind in Düsseldorf.

lichen Verhältnisse es zulassen. Daß man diese Öfen neuerdings vielfach auf die Kalkbühne stellt, wurde S. 103 erwähnt. Eine Hängebahn mit eingeschalteter Wägevorrichtung vermittelt am besten die Beförderung des Einsatzgutes (Abb. 103).

Neuerdings sind Versuche gemacht, um das Vorwärmen von Ferromangan im ölgeheizten Schmelzfasse (vgl. weiter unten) bis zur Weißglut durchzuführen.

Abb. 103. Schematische Skizze einer amerikanischen Anordnung, um Ferromangan vorzuwärmen. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Umschmelzöfen.

Es kommen Flammöfen, Kupolöfen, Tiegelöfen, ölgeheizte Schmelztrommeln und elektrische Öfen aller Systeme zur Anwendung.

Flammöfen sind in der Literatur genannt[1]) (vgl. S. 69). Es lohnte sich auch, über ihre Anwendung

[1]) Stahl und Eisen, 1900, S. 776.

eingehend nachzudenken. Sie sind zwar teurer im Betriebe als Kupolöfen und brauchen auch viel Platz, haben aber den Vorteil, daß sie im Sinne eines Mischers größere Mengen aufnehmen und ganz nach Bedarf abgeben können. Vor zu großen Verlusten kann man sich durch richtige Schlackenführung bei Zugabe von Sand und Ton schützen. Gasfeuerung würde sich in der Nähe geheizter Tieföfen vielleicht gut anwenden lassen. Als Bauform empfiehlt der Verfasser die sogenannte amerikanische Form mit Stichloch an der Feuerbrücke (die Beschickungstür an der gegenüberliegenden Giebelwand). Die Beschickung würde dann durch eine an Rolle und Schiene hängende Mulde geschehen. Die Fuchswärme läßt sich zum Vorwärmen von Ferromangan gut ausnutzen. Im übrigen sei auf das Gießereilehrbuch des Verfassers verwiesen.

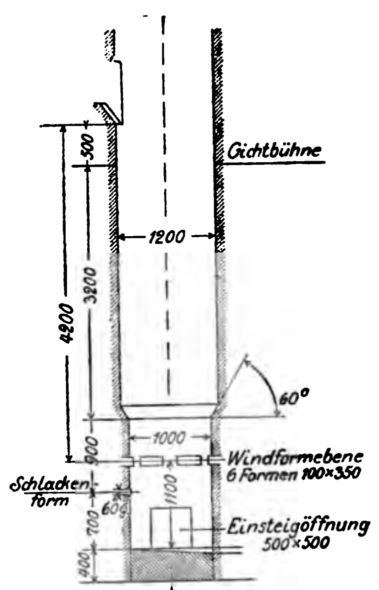


Abb. 104. Lichte Abmessungen eines Spiegeleisen-Kupolofens nach einer Berechnung des Verfassers.

Kupolöfen.

Sie sind unter dem Namen »Spiegeleisenkupolöfen« überall eingeführt und haben sich uneingeschränkt behauptet. Auch die elektrischen Umschmelzöfen haben ihnen keinen Abbruch getan.

Früher baute man kleinere Kupolöfen, z. B. mit nur 550 ⌀. Stündliche Schmelzleistung = etwa 1 t bei 8 t Konverterinhalt. Heute gilt eine Stundenleistung von 4—5 t als normal. Man bläst dann die Schmelzen, die Spiegeleisen usw. fordern, hintereinander und nutzt auf diese Weise den Kupolofen ohne Unterbrechung voll aus. Abb. 104 u. 105 stellen Kupolöfen dar. Die erstere ein Profil, im Sinne des Verfassers (vgl. dessen Gießereilehrbuch) berechnet. Eine doppelte Formreihe hat keinen Zweck. Die Zahlenwerte sind eingetragen.

Der Koksverbrauch kann im Hinblick auf die große Abbrandwärme auf 5 % veranschlagt werden (ohne Füllkoks). Der Abbrand ist sehr verschieden:

a)	vorher	16,2 % Mn	0,4 % Si	
	nachher	11,0 » »	0,66 » »[1]	d. i. — 33 % Mn; + 65 % Si
b)	vorher	10,0 % Mn	0,5 % Si	
	nachher	8,0 » »	0,5 » »	d. i. — 20 % Mn; ± 0 % Si

[1] Diese Zunahme erklärt sich durch Si-Entnahme aus der Kieselsäure des Futters $SiO_2 + 2\ Mn = Si + 2\ MnO$.

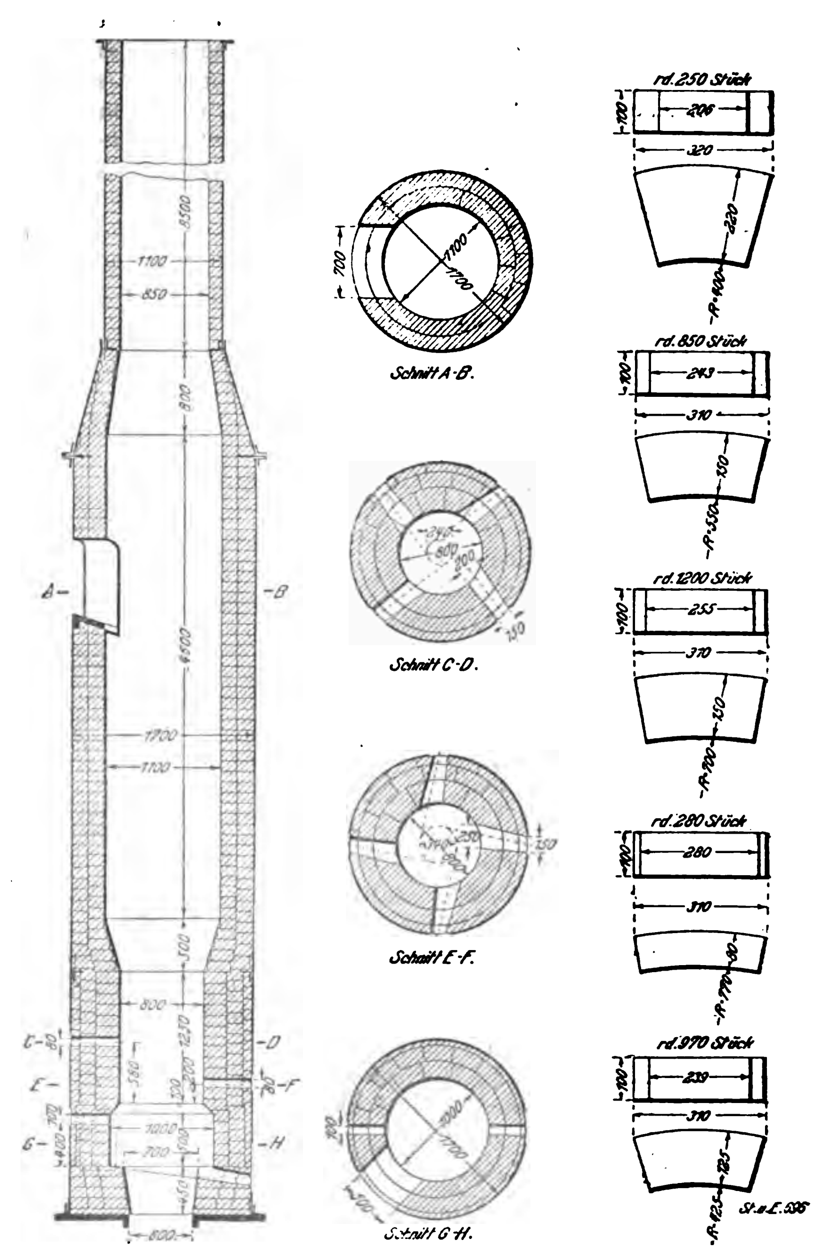


Abb. 105. Spiegeleisen Kupolofen. Stahl und Eisen.

c) vorher	2,52% Mn		5,32% Si			
nachher	2,25 »	»	4,27 »	»	d. i. — 11% Mn; — 20% Si	
d) vorher	3,80% Mn		2,82% Si			
nachher	3,25 »	»	2,38 »	»	d. i. — 15% Mn; — 16% Si	

P- und C-Gehalt bleiben bestehen. Der S-Gehalt erfährt eine Zunahme aus dem Koksschwefel um etwa 0,02—0,03%, z. B. von 0,03% auf 0,05—0,06%.

Über Winddruck und Gebläse ist dasselbe wie für Gießereikupolöfen zu sagen (vgl. das genannte Lehrbuch). Der erstere steigt naturgemäß, sobald man über und unter[1]) die normale Schmelzleistung geht. Man muß immer einen Kupolofen in Reserve haben, um Zeit zu Ausbesserungen zu haben. Über die Begichtung der Kupolöfen ist S. 102 das nötige gesagt.

In solchen Kupolöfen wird alles Spiegeleisen, Stahleisen, Hämatit, auch Ferrosilizium mit niedrigem Si-Gehalte umgeschmolzen, sobald größere Mengen in Betracht kommen. Durch Zusammenschmelzen dieser Zusätze drückt man den Mn- und Si-Gehalt und hat daher geringe Abbrandwerte bei diesen Elementen. Ein Umschmelzen des hochhaltigen Ferromangans in ihnen hat keinen Zweck. Man würde den Mn-Abbrand stark vermehren.

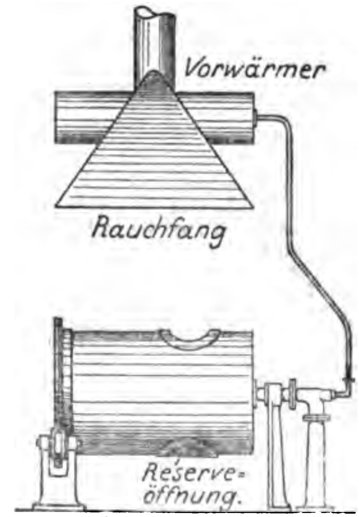


Abb. 106. Ölschmelzfaß für Ferromangan. Schematische Darstellung. Man kann mit 2 Teer- oder Teerölbrennern eine Stundenschmelzleistung von 1000 kg erreichen. Das Öl fließt von oben, der Gebläsewind von unten zu.

Tiegelöfen.

Sie haben den Nachteil einer sehr geringen Leistung. Versuche mit ölgeheizten Tiegelöfen — ein andrer Brennstoff kommt hier wohl kaum in Frage — haben ergeben, daß die Tiegelkosten ihren Wettbewerb ausschließen[2]). Ein Mn-Abbrand findet natürlich nicht statt. Der Si-Gehalt wird ein wenig aus dem Ofenfutter heraus angereichert[3]).

Ölgeheizte Schmelzfässer[4]).

Sie haben beim Ferromanganschmelzen, trotz der elektrischen Öfen auf vielen Werken Eingang gefunden. Immerhin sind es nur Versuche, die noch nicht abgeschlossen sind (vgl. Abb. 106 und 107).

[1]) Bei zu geringer Windmenge entstehen Versetzungen im Schacht, die ebenfalls zu einem höheren Winddruck Veranlassung geben.

[2]) Rodenhauser, Ferromangan. Leipzig bei Leiner.

[3]) bei 80%tigem Ferromangan von 0,63 Si auf 0,72 Si.

[4]) Vgl. das ebengenannte Buch von Rodenhauser.

Der Betrieb ist sehr einfach. Ein Nachteil ist das geringe Fassungsvermögen gegenüber elektrischen Öfen (ursprünglich nur etwa 200 kg stündlich bei etwa gleichem Fassungsvermögen), obwohl man in neuester Zeit Stundenleistungen von 1000 kg flüssigem Ferromangan erzielt hat.

Als Brennstoff dient auch Teer (1916). Die Teerzuflußrohre erhalten einen Dampfmantel, um das dem Teer beigemengte Naphtalin flüssig zu halten (vgl. Abb. 107.)

Ein weiterer Nachteil ist der hohe Mn-Abbrand (3—5 %, ja sogar 4—7 %), während der elektrische Ofen keinen oder fast keinen Abbrand hat.

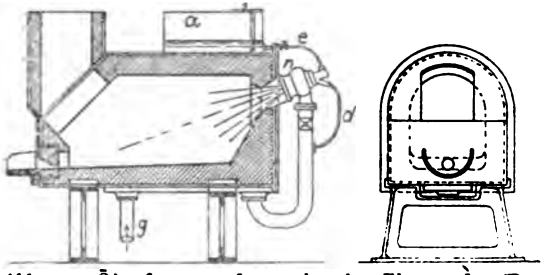


Abb. 107. Ölgefeuerter feststehender Flammofen (Torpedo). Die Druckluft tritt bei *g* ein und wird im unteren Teil des Ofens vorgewärmt, was bei naphtalinhaltigem Brennstoff unbedingt nötig ist, da dies erst bei 80° flüssig ist. Der Brennstoffbehälter wird im letzteren Falle durch ein Holzkohlenfeuer vorgewärmt, ehe der Ofen in Betrieb gesetzt wird. Hernach genügt die Eigenwärme des Ofens. Das Öl fließt durch die kurze Rohrleitung *e*, die Primär-(Zerstäube-)luft durch *d* und die Sekundärluft aus der weiten Rohrleitung zu. Nach einer Druckschrift der Firma O. Runge in Friedrichsort bei Kiel.

Umschmelzkosten:

Löhne	Öl (1 kg = 6 Pf.)	Abbrand (4 %)	Zustellung	Abschreibung	
3,60	+ 19,80	+ 9,00	+ 1,60	+ 1,0	= 35,0 M.

für 1 t Ferromangan, während sie für elektrische Öfen weniger betragen[1]).

Elektrische Öfen zum Ferromanganschmelzen.

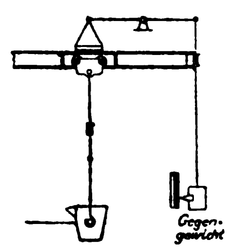


Abb. 108. Abwägen von flüssig gegebenen Zusätzen beim Konverter.

Sie wurden zuerst durch eine Anlage in Rombach nach dem Patente von Schemmann und Bronn (1907) bekannt[2]). Dann folgte 1910 die Anwendung des Kellerofens in Burbach für 3 t Fassung (9 t in 24 Stunden)[3]), später die Anwendung des Röchling-Rodenhauserofens, des Girodofens[4]), des Héroultofens[5]), des Nathusiusofens[6]), des Rennerfeldofens[7]).

Alle diese Öfen sind im Kapitel über Elektrostahlerzeugung gekennzeichnet und beschrieben. Man sieht, daß nahezu alle Systeme elektrischer Öfen, Lichtbogen- und Induktionsöfen in

[1]) Vgl. das ebengenannte Buch von Rodenhauser.

[2]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1375. Es ist ein Drehstrom-Lichtbogenofen, der dem Héroultofen sehr nahe steht.

[3]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1457 und 1912, S. 425.

[4]) Stahl und Eisen, 1912, S. 426.

[5]) Stahl und Eisen, 1914, S. 803.

[6]) Stahl und Eisen, 1912, S. 428.

[7]) Stahl und Eisen, 1915, S. 50.

gleicher Weise herangezogen werden. Im Héroultofen muß allerdings erst ein Schmelzbad hergestellt werden, das dann immer manganreicher gestaltet wird.

Eine Zusammenstellung in Rodenhausers Buche nennt (1916) 6 Héroultöfen, 1 Girodofen, 4 Röchling-Rodenhauseröfen, 1 Schemmann- und Bronnofen, 2 Nathusiusöfen, 2 Kelleröfen. Das Fassungsvermögen betrug 4—7 t, im Durchschnitte 4 t[1]).

Als Vorteile werden die geringen Schmelzkosten gerühmt (22,80 M. für 1 t Ferromangan, einschließlich Abschreibung beim Röchling-Rodenhauserofen; bei anderen Systemen infolge des Elektroden- und des größeren Stromverbrauchs mehr). Diese Schmelzkosten werden durch eine Manganersparnis bis zu 35 % ausgeglichen. Man kann nach Rodenhauser mit einer solchen von 30 % sicher rechnen, so daß bei einem Ferromanganverbrauch von 7 kg für 1 t Stahl ein Gewinn von 0,27 M. für 1 t verbleibt. (Friedensverhältnisse vorausgesetzt.)

Diese Ersparnis hat darin ihren Grund, daß keine Ferromanganstücke in der Schlacke hängen bleiben, was gerade bei kalten Chargen in großem Umfange geschehen kann. Abgesehen davon geschieht das Umschmelzen ohne bemerkenswerten Abbrand, wenn man eine richtige Schlackendecke hält[2]). Auch kann man vielleicht etwas Mn sparen, weil im Konverter selbst weniger Abbrand stattfindet und alles Mn zur Wirkung kommt[3]). Nur soll man in dieser Hinsicht vorsichtig sein und auch nicht die Zeit der Einwirkung im Bade erheblich kürzen[4]). Auf einem Saarwerk wird auch Kalziumkarbid im Induktionsofen geschmolzen und flüssig zugesetzt.

Das Abwägen von flüssigem Zusatz stellt schematisch Abb. 108 dar.

Die Menge der Zusätze.

Man muß beide Ziele vor Augen haben: Desoxydation und Kohlung.

Um der ersteren zu genügen, könnte man versucht sein, so viel Mn, Si, Al zu setzen, wie dem höchstmöglichen Sauerstoffgehalte, d. i. 0,25 % im Flußeisen entspricht. Das wären 0,86 % Mn oder 0,22 % Si oder 0,29 % Al. Aber dies ergäbe viel zu hohe Zusatzmengen, gegen deren Anwendung alle praktische Erfahrung Einspruch erheben würde. Ganz

---

1) Eine Übersicht bringt auch ein Meinungsaustausch, der Stahl und Eisen, 1914, S. 803 wiedergegeben ist.

2) Z. B. wurden von 80,29 kg eingesetzten Mn 80,22 kg ausgebracht. Die Schlacke wird mit Sand und Ton erzeugt. Bei Induktionsöfen verwendet man Kokslösche zum Abdecken des Schmelzbades. Vgl. das Buch von Rodenhauser.

3) Das Flußeisen enthält angeblich Einschlüsse mit hohem Mn-Gehalt, die als eingeschlossene Ferromanganstücke gedeutet werden.

4) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 805 (Neu).

abgesehen davon, daß dieser Wert von 0,25 °/₀ O sehr unsicher ist, spricht auch die Erwägung dagegen, daß es sich nicht darum handelt, alles FeO zu zerstören; denn dies wäre schon deshalb aussichtslos, weil es sich immer von neuem bildet. Es handelt sich nur darum, die Reaktionen einzuleiten, um dadurch einen Anstoß zu geben. (Es sei hier auf S. 170 verwiesen.) Hierzu genügt schon eine geringe Menge Mn oder Si. Al nimmt an und für sich eine Sonderstellung ein.

Man muß die Aufgabe von anderer Seite betrachten: Die geforderten Festigkeits- und andere Eigenschaften, auch gerade die Bekämpfung des Rotbruches (sie fordert mindestens 0,25 °/₀ Mn) verlangen die Einhaltung einer bestimmten chemischen Zusammensetzung. Von dieser müssen wir ausgehen.

Im Kapitel »Gefügelehre« wird von der anzuwendenden chemischen Zusammensetzung ausführlich die Rede sein. Hier soll sie als bekannt vorausgesetzt und auf ihrer Grundlage die Menge der Zusätze berechnet werden.

Dabei müssen die Verluste beim Umschmelzen und im Bade selbst — die letzteren in Ermangelung jedes anderen Verfahrens nach Erfahrungswerten — berücksichtigt, und der C-Gehalt mit dem Mn und Si-Gehalt in Einklang gebracht werden, soweit nicht C unmittelbar eingeführt wird.

Dabei kommt inbetracht, daß bei

Ferromangan (80 °/₀ Mn)	auf	1	kg Mn	0,09	kg C	kommen
Spiegeleisen (10,3 °/₀ Mn)	»	1	» »	0,46	» C	»
Stahleisen (5 °/₀ Mn)	»	1	» »	0,76	» C	»

Demnach muß bei gleichem Mn-Gehalt im Flußeisen Ferromangan bei weichem Flußeisen, Spiegeleisen und noch mehr Stahleisen bei hartem Flußeisen gesetzt werden. Allerdings hat härteres Flußeisen einen höheren Mn-Gehalt, aber diese Regel bleibt trotzdem bestehen: nur kann man vielfach, namentlich bei Flußeisen von nicht hohen Anforderungen die Anwendung von Stahleisen und Spiegeleisen durch unmittelbare Kohlung teilweise umgehen. Man muß dies bei sehr hochgekohltem Stahl tun und auch bei weichem Material mit niedrigem Mn-Gehalt (vgl. Beispiel 3), da kein anderer Ausweg bleibt.

Man muß auch wissen, welche Zusammensetzung das Flußeisen im Konverter nach dem Fertigblasen hat, oder mit anderen Worten: Man muß die Restbeträge an Si, Mn, C, P kennen.

Diese Restbeträge kann man beim basischen Verfahren auf 0,0 °/₀ Si; 0,20—0,30 °/₀ Mn, im Mittel 0,25 °/₀ Mn; 0,04 °/₀ C; 0,06 °/₀ P einschätzen. Für das saure Verfahren gilt unter der Voraussetzung, daß ein Si- und Mn-armes Roheisen vollständig bis zum Ende verblasen ist,

etwa 0,0% Si; 0,1% Mn; 0,04% C. Trifft die letztere Voraussetzung nicht zu, so kann nur von Fall zu Fall entschieden werden.

Über die Verluste an Mn, C, Si gibt die folgende Zahlentafel nach Durchschnittsermittelungen des Verfassers Aufschluß.

Zahlentafel:

Verluste beim Fertigmachen der Schmelze im Konverter[1]).

	Mangan		Kohlenstoff		Silizium	
	kg	% vom Zusatz	kg	% vom Zusatz	kg	% vom Zusatz
Weiches Flußeisen						
Fester Zusatz ohne Kokspulver	0,25	61	0,03	65	—	—
Schienen und härterer Flußstahl						
Fester Zusatz mit Kokspulver	0,18	22	0,27	40	—	—
Flüssiger Zusatz ohne Kokspulver, einschließlich des Verlustes im Kupolofen	0,42	44	0,13	30	0,09	31
Nur Holzkohlenpulver als Zusatz . . .	—	—	0,11	31	—	—
Nur Kokspulver als Zusatz	—	—	0,20	45	—	—
Verluste im sauren Konverter (Deutsche Verhältnisse)	—	30	—	40	—	70

Die Aufgabe läßt sich nunmehr rechnerisch fassen, wie die folgenden Beispiele zeigen.

Dabei beachte der Leser, daß vom Verfasser der Kunstgriff angewendet ist, die Manganmenge zuerst auf »Ferromangan« und dann auf »Spiegeleisen« hin zu finden, um dann den C-Gehalt durch Vermischung beider richtig einzustellen.

---

[1]) Der Verfasser hat diese Zahlen als Durchschnittsergebnisse zahlreicher Betriebsbeispiele im Sinne des folgenden Beispiels gefunden:

Schienen (Fassungsvermögen = 29 t)	Für 100 kg Flußeisen		
	Mn	C	Si
Nach dem Fertigblasen	0,25 kg	0,04 kg	0,00 kg
2000 kg Spiegeleisen = 6,8% von 29 t, mit 10% Mn; 5% C, 0,6% Si führen ein	0,68 »	0,34 »	0,04 »
400 kg Ferrosilizium = 1,38% mit 12% Si; 1% Mn; 1,6% C führen ein	0,01 »	0,02 »	0,17 »
Zusammen Soll	0,94 kg	0,40 kg	0,21 kg
Ist	0,75 »	0,32 »	0,15 »
Verlust	0,19 kg	0,08 kg	0,06 kg
Verlust in % vom Zusatz	27%	22%	29%

Rechnungsbeispiele.

Aufgabe 1.

Es sollen im basischen Konverter Schienen schweren Profils hergestellt werden: Chemische Zusammensetzung = 1,0% Mn; 0,37% C; 0,06% P; 0,0% Si.

Das Konverterausbringen beträgt ohne Rücksicht auf die Zusätze, bei einem Einsatz von 13,5 t $13{,}5 \cdot \frac{87}{100} = 11{,}75$ t.

Es steht ein Ferromangan mit 80% Mn, 7,0% C
und ein Spiegeleisen mit . . 12% » 5,4% C

zur Verfügung; das erstere wird fest, das letztere flüssig gegeben.

Mn verliert im Kupolofen = 20%, im Konverter = 25%
C » » » = 0, » » = 18%

Wieviel Ferromangan und Spiegeleisen muß gesetzt werden, wenn im Flußeisen nach dem Fertigblasen 0,0% Si, 0,25% Mn, 0,04% C verblieben sind?

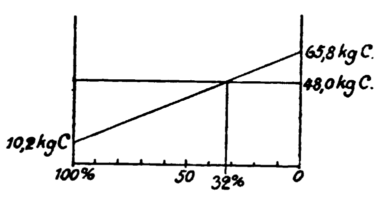


Abb. 108a. Ermittelung d. Zusatzmengen auf graphischem Wege.

Lösung: Es müssen unter Anrechnung der Verluste im Konverter eingeführt werden:

$$11750 \cdot \frac{(1{,}0 - 0{,}25)}{100} \cdot \frac{100}{75} = 117 \text{ kg Mn und}$$

$$11750 \cdot \frac{(0{,}37 - 0{,}04)}{100} \cdot \frac{100}{82} = 48 \text{ kg C}$$

Um 117 kg Mn einzuführen, sind erforderlich:

a) $117 \cdot \frac{100}{80} = 146$ kg Ferromangan mit 10,2 kg C oder

b) $117 \cdot \frac{100}{12} \cdot \frac{100}{80} = 1219$ kg Spiegeleisen (unter Berücksichtigung des Schmelzverlustes als Kupolofeneinsatz gedacht) mit 65,8 kg C.

Nunmehr soll im Sinne des oben angedeuteten Kunstgriffs x = Anteil an Ferromangan in % und 100 — x = Anteil an Spiegeleisen in der Mischung sein.

Dann gilt

$$x \cdot \frac{10{,}2}{100} + (100 - x) \cdot \frac{65{,}8}{100} = 48 \text{ kg C.}$$

Daraus

$$x = 32\%; \quad 146 \cdot \frac{32}{100} = 47 \text{ kg Ferromangen}$$

$$100 - x = 68\%; \; 1219 \cdot \frac{68}{100} = 829 \text{ kg Spiegeleisen,}$$

ersteres fest, letzteres im Kupolofen umgeschmolzen.

Die Lösung der Gleichung hätte sich einfacher graphisch im Sinne der Skizze Abb. 108a durchführen lassen.

Ebenso hätte man auch vom Kohlenstoff ausgehend rechnen können.

Aufgabe 2.

Dieselbe Aufgabe. Nur sollen die Schienen 0,18% Si enthalten. Es steht ein Hochofenferrosilizium mit 11% Si, 1% Mn, 1,7% C zur Verfügung. Es soll angenommen werden daß infolge der Kriegsverhältnisse Ferromangan mit 80% Mn durch ein solches mit

30% Mn; 5,7% C und 0,7% Si verdrängt ist. Ferrosilizium, Ferromangan und Spiegeleisen soll im Kupolofen umgeschmolzen werden, wobei 0% Si 25% Mn, 0% C abbrennen. Der Si-Verlust im Konverter beträgt 33%, der Mn-Verlust ebenda 25%, der C-Verlust = 18%. Es müssen in den Kupolofen gesetzt werden:

$$13\,500 \cdot \frac{87}{100} \cdot \frac{0{,}18}{100} \cdot \frac{100}{67} \cdot \frac{100}{11} = 288 \text{ kg Ferrosilizium.}$$

Diese führen in den Konverter

$$288 \cdot \frac{1}{100} \cdot \frac{75}{100} = 2{,}2 \text{ kg Mn und } 288 \cdot \frac{1{,}7}{100} \cdot \frac{82}{100} = 4{,}0 \text{ kg C.}$$

Demnach müssen durch Ferromangan und Spiegeleisen (vgl. Aufgabe 1)

$$117 - 2{,}2 = 115 \text{ kg Mn und } 48 - 4 = 44 \text{ kg C}$$

eingeführt werden. Man rechnet weiter wie in Aufgabe 1.

Aufgabe 3.

Diese Aufgabe soll beweisen, daß nicht immer die Lösung in obiger Weise durchführbar ist; nämlich dann nicht, wenn selbst die ausschließliche Anwendung von Spiegeleisen nicht die nötige Kohlenstoffmenge liefert. Es muß dann Koks- oder Anthrazitpulver als Aushilfsmittel eintreten.

Es sollen unter den obigen Verhältnissen Blöcke für Träger erzeugt werden, deren chemische Zusammensetzung lautet: 0,12% C, 0,35% Mn, 0,0% Si.

Es müssen in den Konverter eingesetzt werden:

$$13\,500 \cdot \frac{87}{100} \cdot \frac{(0{,}35-0{,}25)}{100} \cdot \frac{100}{75} = 15{,}6 \text{ kg Mn}$$

$$13\,500 \cdot \frac{87}{100} \cdot \frac{(0{,}12-0{,}04)}{100} \cdot \frac{100}{82} = 11{,}5 \text{ kg C}$$

Um 15,6 kg Mn einzuführen, muß man entweder

$$15{,}6 \cdot \frac{100}{80} = 19{,}5 \text{ kg Ferromangan mit } 1{,}4 \text{ kg C}$$

$$\text{oder } 15{,}6 \cdot \frac{100}{12} \cdot \frac{100}{80} = 163 \text{ kg Spiegeleisen mit } 8{,}8 \text{ kg C}$$

anwenden.

Es genügt also auch nicht der letztgenannte Kohlenstoffgehalt des Spiegeleisens.

Man führt in solchem Falle den nötigen Mn-Gehalt durch Ferromangan ein, indem man z. B. $15{,}6 \cdot \frac{100}{30} = 52$ kg Ferromangan mit 30% Mn im festen Zustande anwendet, das ungefähr 3,0 kg C einführt. Die fehlenden 8,5 kg C ergänzt man durch $8{,}5 \cdot \frac{100}{50} \cdot \frac{100}{88} = 19$ kg Kokspulver, das 88% C enthält und das zu 50% außerhalb des Stahlbades verbrennt.

Beispiele aus der Praxis.

Der Leser findet hier folgend eine Zahlentafel, die zahlreichen Stahlwerksbetrieben entnommen ist.

Versehentlich überblasenen Schmelzen muß man mehr Mn zusetzen und etwas Ferrosilizium geben.



Zahlentafel. Zusätze beim Konverterverfahren.

Art der Erzeugnisse	Festigkeit	Dehnung	Chemische Zusammensetzung				Konverterinhalt	Anmerkung: Fast ausschl. nach Reisenotizen des Verfassers. Abkürzungen: FeMn (80) f = Ferromangan mit 80% Mn, fest; Sp (12) fl. = Spiegeleisen mit 12% Mn, flüssig. FeSi (10) fl. = Ferrosilizium mit 10% Si, flüssig usw.
			C	Mn	Si	P		
	kg	%	%	%	%	%	t	
1. Schienen	60	12	—	—	—	—	13,5	100 kg FeMn (80) f; 800 kg Sp (10) fl; 3 kg Al.
2. »	—	—	—	—	—	—	13,5	100 kg FeMn (80) f; 300 kg Sp (10) fl; 150 kg Sp (30) fl; 100 kg FeSi (10–12) f; 0,0 kg Al.
3. »	—	—	—	—	—	—	13,5	100 kg FeMn (80) f; 500 kg Sp (10) fl; 150 kg Sp (30) fl; 3 kg Al.
4. »	—	—	—	—	—	—	13,5	100 kg FeMn (80) f; 300 kg Sp (10) fl; 130 kg Sp (30) fl; 300 kg FeSi (10–12) fl.
5. »	—	—	0,3–0,4	0,8–1,0	0,0	—	22,0	150–180 kg FeMn (80) fl; 80 kg Kokspulver (Versuch).
6. »	—	—	0,32	0,75	0,15	—	29,0	2000 kg Sp (10) fl; 400 kg FeSi (12) fl.
7. » für Ausland	65	—	0,42	0,87	—	0,07	20,0	220 kg FeMn (80) fl; 120 kg Kokspulver.
8. »	55–60	—	0,35–0,38	0,9–1,0	—	0,07–0,09	20,0	230–240 kg FeMn (80) f; 1550 kg Sp (10–12) fl.
9. »	—	—	—	—	—	—	23,2	60 kg FeMn (80) f; 2000 kg Sp (10–12) fl; 0,66 kg Al.
10. » (Österreich)	—	—	0,4	0,4	—	0,04	6,0	Allein mit Sp (8) f; Mn-Verlust = 18% (Stahl und Eisen, 1882, S. 120).
11. »	60–70	15	—	0,6–0,8	0,15–0,20	—	14,0	1000 kg Stahleisen (4–6) fl; 200 kg Hämatit (4–6 Si) fl; 200 kg FeSi (10–12) fl; 110 kg FeMn (80) f; Umschmelzverlust = 16% Si und 16% Mn.
12. Grubenschienen	—	—	—	—	—	—	13,5	45 kg FeMn (80) f; 45 kg Kokspulver; 3 kg Al, wenn nötig.
13. »	60	—	0,28–0,30	0,80	—	0,09	20,0	210 kg FeMn (80) f; 85 kg Kokspulver.
14. »	—	—	—	—	—	—	14,0	40 kg Kokspulver; 130–140 kg FeMn (80) f oder 600 kg Stahleisen (4–6) fl; 110 kg FeMn (80) f.
15. Rillenschienen	—	—	—	—	—	—	22,0	150–180 kg FeMn (80) f; 180 kg Kokspulver.
16. Harter Stahl	—	—	0,50	0,90	0,3	0,06–0,08	29,0	3000 kg Sp (10) fl; 600 kg FeSi (12) fl; 40 kg FeSi (80) f.

Zahlentafel. Zusätze beim Konverterverfahren.

Art der Erzeugnisse	Festigkeit	Dehnung	Chemische Zusammensetzung				Konverter-inhalt	Anmerkung: Fast ausschl. nach Reisenotizen des Verfassers. Abkürzungen: FeMn (80) f = Ferromangan mit 80% Mn, fest; Sp (12) fl. = Spiegeleisen mit 12% Mn, flüssig. FeSi (10) fl. = Ferrosilizium mit 10% Si, flüssig usw.
			C	Mn	Si	P		
	kg	%	%	%	%	%	t	
17. Harter Stahl	—	—	0,3-0,35	0,7-0,9	0,2	—	15,0	500 kg Sp (8) fl; 140 FeMn (30) f; 10 kg Kalziumkarbid f; FeSi fl.
18. » »	50-60	—	0,34	0,78	—	0,08	20,0	220 kg FeMn (80) f; 100 kg Kokspulver.
19. » »	—	—	0,60	0,9-1,0	—	0,08	20,0	240 kg FeMn (80) f; 230 kg Kokspulver.
20. » »	—	—	0,75	0,8	—	—	22,0	2000 kg Sp (10) fl; 80 kg Kalziumkarbid f; Kokspulver nach Bedarf.
21. » »	—	—	0,50	0,8	0,3	—	21,5	2500 kg Si-halt. Stahleisen mit 4% Mn fl.
22. Mittelharter Stahl . .	—	—	0,21	0,58	—	0,05	21,5	300 kg FeMn (40) f; 300 kg Sp (10) f; 65 kg FeSi (10) f; 24 kg Kokspulver.
23. Weiche Drahtknüppel.	—	—	0,06	0,30	—	—	29,0	150 kg FeMn (40) f.
24. Weiches Flußeisen . .	—	—	—	—	—	—	15,0	100 kg Sp (8-10) f; 7-10 kg Kalziumkarbid fl.
25. Flußeisen für Hakenplatten	50-60	—	0,04-0,05	0,2-0,3	—	—	14,0	50-60 kg FeMn (80) f.
26. Weiches Flußeisen . .	—	—	0,04-0,05	0,4-0,5	—	0,07-0,09	20,0	120-140 kg FeMn (80) f.
27. » » . .	—	—	—	—	—	—	6,0	25-30 kg Sp (15-18) f. Mn-Verlust = 18% (Stahl und Eisen, 1882, S. 120).
28. » » . .	—	—	—	—	—	—	22,0	150 kg Sp (10) f; 80 kg Kalziumkarbid f.
29. » » . .	—	—	0,07	—	—	—	21,5	30 kg FeMn (40) f; 150 kg Sp (10) f; 24 kg Kokspulver.
30. Träger	40-50	20-25	—	—	—	—	14,0	110 kg FeMn (80) f; 18 kg Kokspulver.
31. Röhrenstreifen und Stabeisen	—	—	0,06	0,35-0,45	—	—	14,0	110 kg FeMn (80) f.
32. Harter Stahl aus dem sauren Konverter . .	—	—	0,7	—	—	—	—	7% Spiegeleisen (11) fl, das 0,6% Si enthält. Im Konverter wird auf 0,15% C und 0,20% Si heruntergeblasen.
33. Noch härterer Sonderstahl	—	—	—	—	—	—	—	
34. Ebenso	80	10	—	—	—	—	—	bis 20% Spiegeleisen.

Aluminium wendet man meist in Sätzen von 0,03—0,04 % an. Ein Überfluß ist schädlich und muß unbedingt vermieden werden. Handelt es sich nur um ein nachträgliches Beruhigen in den Blockformen, so genügen viel kleinere Mengen z. B. 0,003 %.

Kalziumkarbid ist in Sätzen bis 0,35 % angewandt z. B. neben 0,7 kg Mn für die t. In einem anderen Falle fand der Verfasser 0,07 % flüssiges Kalziumkarbid neben 5,5 kg Mn für die t bei einer sehr harten, schwierigen Schmelze.

Der Verbrauch an zugesetztem Mn für 1 t Blöcke ist sehr ververschieden. Schock[1]) nennt als Jahresdurchschnitt 6,5 kg; Rodenhauser 4,8—6,4 kg. Unter dem Druck der Kriegsverhältnisse ist man bei weichem Flußeisen sogar bis auf 1,2—2,0 kg heruntergegangen. Bei hartem Flußeisen konnte man allerdings nicht soviel Mn sparen, kam aber auch vielfach mit 5,5 kg Mn aus.

Die Art des Gebens der Zusätze.

Vom festen und flüssigen Zusatz war oben schon die Rede. Man muß die nötige Zeit zur Auflösung und Einwirkung geben und die Rückphospherung vermeiden.

Beim sauren Verfahren ist letztere ausgeschlossen. Dies vereinfacht die Aufgabe außerordentlich; umsomehr, als die Schlackenmenge sehr gering ist.

Der Verfasser fand in Amerika mehrere Verfahren in Anwendung: Auf einem Werke wurde eine Pfanne mit Spiegeleisen, dem das Ferromangan im festen Zustande zugefügt war, in den Konverter unmittelbar vor dem Ausgießen des Flußeisens entleert. Auf anderen Werken wurde das flüssige Spiegeleisen oder Hämatit in die Pfanne vorher oder gleichzeitig mit dem Flußeisen eingeführt. Ferromangan wurde gleichzeitig mit dem Ausfließen im festen Zustande eingeworfen. Die Schlacke wurde nicht abgegossen. Sie floß einfach über den Rand der Stahlpfanne, und die verbleibende Kruste fiel hernach beim Umwenden der Pfanne heraus.

Auf einem deutschen Werke fand der Verfasser das Bestreben, die Schmelze sehr heiß zu führen, um möglichst große Si-reste darin zu behalten (0,2 % Si neben 0,15 % C). Es wurde deshalb das flüssige Spiegeleisen in den Konverter eingekippt und behufs guter Mischung 15 Sekunden lang geblasen. Auf diese Weise ließen sich bis zu 20 % Spiegeleisen geben, obwohl der außerordentlich harte Flußstahl zum Einfrieren neigte.

Beim basischen Verfahren erfordert das Fertigmachen ungleich mehr Zeit, weil das Schlackenabgießen und das Bekämpfen der Rückphospherung

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 697.

hinzukommt. In Hinblick auf sie ist es ausgeschlossen, Ferrosilizium, Koks und Kohlepulver, auch Kalziumkarbid anders als außerhalb des Konverters zu geben, und auch dann muß die Schlacke sorgfältig zurückgehalten werden. Auch größere Mengen flüssiger Zusätze von Spiegeleisen, Stahleisen, Hämatit darf man wegen ihres hohen C-Gehalts nicht in den Konverter einführen [1]).

Um das Zurückhalten der Schlacke gründlich durchzuführen, hat man das Ansteifen mit Kalk eingeführt. Man gießt die Schlacke ab, soweit dies ohne Gefahr für das Ausfließen des Flußeisens geschehen kann und wirft mit der Schaufel gebrannten Kalk auf die zurückgebliebene Schlacke. Diese löst soviel davon, wie sie zu lösen vermag, wird aber infolge des Kalküberschusses schließlich steif. Man kann auf diese Weise einen regelrechten Ringwall vorn an der Konvertermündung bilden, der beim Ausfließen des Flußeisens die Schlacke zurückhält. Der Kalk geht nicht verloren, sondern kommt der nachfolgenden Schmelze zu gut [2]). (S. 187.)

Bei weichem Flußeisen ist das Ansteifen der Schlacke nur nötig, wenn die Schmelze übermäßig heiß ist und deshalb zur Rückphospherung neigt.

Nach dem Ansteifen muß die Schlacke mit Wehrstangen beim Ausfließen des Flußeisens zurückgehalten werden. Ist aber die Pfanne zum größeren Teile gefüllt, läßt man ihr freien Lauf, weil sie wärmeschützend wirkt und eine Rückphospherung dann nicht mehr belangreich ist.

Flüssige Zusätze gibt man entweder unmittelbar in die Stahlpfanne oder entleert die Transportpfanne gleichzeitig mit dem Konverter unter Vermischung der Strahlen. Beide Verfahren ergeben gleichgute Ergebnisse. Ein Abwiegen des Zusatzes muß immer stattfinden.

Festes Ferrosilizium geringeren Si-Gehalts kann man in kleinen Mengen (bis etwa 0,6 % des Einsatzes) während des Ausfließens in die Stahlpfanne werfen. Größere Mengen schmilzt man um. Hochhaltiges Ferrosilizium wirft man immer in die Stahlpfanne, nachdem diese auf $^1/_4$—$^1/_3$ gefüllt ist [3]).

Kohle und Kokspulver, auch Kalziumkarbid dürfen nicht auf Schlacke treffen, weil dann, abgesehen von der Rückphospherung, der Kohlenstoff ungenutzt verbrennen würde.

---

[1]) So berichtet Müller von einem Anwachsen des P-Gehalts von 0,106 % auf 0,515, wenn flüssiges Ferrosilizium im Konverter gegeben wurde. Stahl und Eisen, 1883, S. 452. Vgl. auch Stead ebenda 1883, S. 263. Wie oben ausgeführt, ist es der C- und Si-Gehalt, nicht der Mn-Gehalt, der die Rückphospherung bewirkt.

[2]) Es soll auch Pfannenschlacke zum Ansteifen verwendet sein.

[3]) Es geschieht dies, um Explosionen vorzubeugen, deren Entstehungsursache noch nicht genügend aufgeklärt ist. Auch trocknet man das Ferrosilizium zuvor. Vgl. Stahl und Eisen 1912, S. 267. Es darf nicht während des Schlackenflusses gesetzt werden, weil sogleich die Reaktion: $MnO + Si = Mn + SiO_2$ stattfindet und glasharte Stellen im Flußeisen entstehen können.



Es war noch nicht von Ferromangan die Rede. Man braucht hier keine Rückphospherung zu fürchten, muß aber darauf bedacht sein, daß die nötige Zeit zur Einwirkung bleibt. Meist wendet man in diesem Sinne heute die folgende Reihenfolge an: Fertigblasen, Probenehmen, nach günstigem Ausfall der Probe gleich das Ferromangan durch die Schlackendecke hindurch (kleine Stücke und Pulver in Leinwandbeuteln), dann etwa 5 Minuten warten, Schlacke abgießen, gegebenenfalls Ansteifen des Schlackenrestes, dann Flußeißen in die Stahlpfanne gießen. Bei diesem Verfahren bleibt allerdings leicht Ferromangan in der Schlacke hängen; deshalb gießen einige Werke vor dem Einsatz die Schlacke ab, erleiden dabei aber einen Zeitverlust.

Flüssiges Ferromangan wird ebenso wie flüssiges Spiegeleisen in die Stahlpfanne gesetzt oder gleichzeitig in sie entleert. Dabei besteht allerdings eine kurze Einwirkungszeit (nur etwa 3 Minuten, einschließlich des Ausgießens). Will man sie vergrößern, muß man ebensowie bei festem Ferromangan in den Konverter einsetzen.

Kohle- und Kokspulver, Kalziumkarbid wird in Leinewandbeuteln oder Papierdüten, die ersteren beiden vielfach auch mit der Schaufel eingesetzt, nachdem die Pfanne zum Teil gefüllt ist. Es entsteht eine heiße Flamme. Bei dem sogenannten Hasper Verfahren wird gemahlener Graphit mit dem Winde in den Konverter eingeführt. Dabei findet naturgemäß eine starke Rückphospherung statt, die allerdings bei dem Hasper Schraubenmuttereisen ganz erwünscht ist.

Aluminium setzt man in die Gießpfanne vor und während des Gießens oder in die Blockformen ein. Es ist Sache des Gießmeisters, den richtigen Zeitpunkt zu treffen. Darauf kommt viel an (vgl. S. 245). Nach Talbot wirkt eine Zugabe von 62 gr Al für 1 t ebenso wie ein Gehalt von 0,25 % Si oder 0,1 % Ti [1]).

23. Die Wärmerechnung des Konverters [2]).

Grundlagen.

Temperaturen.

Man kann die Temperatur des in den Konverter einfließenden Roheisens unter normalen Verhältnissen auf 1250° einschätzen. In Hörde [3]) ausgeführte Messungen ergaben:

Am Hochofen:	1284—1317°
Aus dem Mischer ausfließend	1260°
In den Konverter einfließend	1240—1250°

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 611.

[2]) Vgl. den Aufsatz des Verfassers, Stahl und Eisen, 1919, S. 961.

[3]) Mit dem Wannerpyrometer ausgeführt (vgl. dessen Beschreibung, die von der Firma Dr. R. Hase in Hannover bezogen werden kann).

Der Schmelzpunkt eines Roheisens ähnlicher Zusammensetzung wie Thomasroheisen liegt bei 1171° [1]). Eine Überhitzung um 80° wird man hinzufügen müssen.

Die Temperatur des Flußeisens wird man auf etwa 1600°—1650° einschätzen können. Im Folgenden soll sie rechnerisch betrachtet werden; es muß aber eine Schätzung im Voraus bestehen, um die spez. Wärme richtig einzustellen. Ungefähr wird die genannte Zahl richtig sein; denn der Schmelzpunkt reinen Eisens liegt bei 1500°. Der des weichen, technisch brauchbaren Flußeisens liegt etwas tiefer; aber es muß schon in Rücksicht auf Abstehenlassen und erfolgreiches Gießen ein erheblicher Überschuß gewahrt werden.

Allerdings lauten alle mit dem Wannerpyrometer ermittelten Zahlen sehr viel niedriger z. B. 1460°; 1459—1513 [2]), aber dies liegt jedenfalls daran, daß dies Werkzeug unzuverlässig ist, wenn man nicht in einen Hohlraum bestimmter Gattung durch eine kleine Öffnung hineinsieht, wie er annähernd, aber auch nur annähernd, beim Martinofen besteht.

Die Temperatur der Schlacke stimmt mit der des Flußeisens überein.

Die Temperatur der abziehenden Gase ist von Laval mit dem Wannerpyrometer gemessen, vgl. Abb. 100. Durchschnittlich ist sie etwa 1350° [3]). Daß sie nicht so hoch wie die Flußeisentemperatur ist, kann nicht wundernehmen; denn die Gase gehen schnell hindurch. Es geschieht dasselbe wie beim Winderhitzer, der eine Temperatur von etwa 1300° besitzt, während der Heißwind z. B. mit nur 800° austritt. Der Verfasser beobachtete einen eben entleerten Konverter mit dem Wannerpyrometer und fand 1340°.

Heizwerte.

1 kg	Fe	verbrennt	zu	Fe_3O_4	mit	1650 WE.
1 »	Mn	»	»	MnO	»	1730 »
1 »	Si	»	»	SiO_2	»	7830 »
1 »	P	»	»	P_2O_5	»	5900 »
1 »	C	»	»	CO	»	2470 »
1 »	C	»	»	CO_2	»	8080 »

[1]) Nach Moldenke, vgl. Metallurgie des Gußeisens, aus der Feder des Verfassers, Stahl und Eisen, 1907, No. 17 u. f.

[2]) Vgl. die obengenannte Druckschrift über das Wannerpyrometer. Eine amerikanische Messung mit einem anderen optischen Pyrometer nennt 1600°. Stahl und Eisen 1895, S. 334. Eine andere (Burgeß) nennt nach Korrektur der abgelesenen Werte 1595°. (Ebenda 1919, S. 96.)

[3]) Eine Messung in Georgs Marienhütte ergab durchschnittlich 1400° (Wanner).

Spezifische Wärmen für 1 kg.

Bei Erwärmung von	0—1 250°	1 250—1 350°	1 250—1 650°
Fe			0,17[1])
MnO			0,26[2])
SiO_2			0,29
Fe_3O_4 wie Fe_2O_3 angenommen			0,25
CaO ebenso auch Dolomitfutter	0,23		0,29
P_2O_5			0,32
O	0,24[3])		
N	0,27	0,30	
CO		0,30	
CO_2		0,46	

Die Chemische Verbindungswärme bei der Schlackenbildung ist mit 100 WE. für 1 kg Base berücksichtigt[4]).

Die Latente Schmelzwärme der Schlacke ist mit 100 WE. für 1 kg Schlacke berücksichtigt[5]).

Von dem Kohlenstoff verbrennen etwa 86 °/₀ zu CO und 14 °/₀ zu CO_2 (vgl. S. 113). Das Eisen wird zu Fe_3O_4 oxydiert. Der Kalkzuschlag soll 15 °/₀ betragen und hier als reines CaO angenommen werden.

Vom Futter schmelzen etwa 2,5 kg für 100 kg Einsatz[6]) ab.

Für 100 kg Roheisen haben wir 33,1 cbm Wind[7]). Bei 12 gr Wasserdampf im cbm = rund 0,4 kg Wasserdampf für 100 kg Roheisen mit $\frac{0,4}{9} = 0,044$ kg H. 1 kg Wasserdampf erfordert zur Zerlegung 3 220 WE.

1 kg Schrott zu schmelzen erfordert 350 WE[8]).

Die Berechnung der Temperaturerhöhungen durch das Verbrennen der Eisenbegleiter.

A. Mangan.

Temperaturerhöhung beim Verblasen einer Legierung von 1 kg Mn und 99 kg Fe, unter der Annahme, daß das letztere an der Oxydation unbeteiligt ist. 1 kg Mn verbrennt mit 0,29 kg O, die 0,97 kg N mitbringen, zu 1,29 kg MnO mit 1 730 WE. 0,29 kg

¹) Nach Oberhoffer.

²) Diese und die folg. nach Richards Met. Berechn. Übersetzung. S. 114.
$S_t = S_0 (1 + 0,000\,078\,t)$; wobei S_t = spez. Wärme bei t°
S_0 = » » » 0°.

³) Vgl. S. 12.

⁴) Für 1 kg MnO gilt 76 WE. Für 1 kg FeO 124 WE. (Richards S. 33).

⁵) Nach Voigt ist diese bei Silikaten etwa 85—100 WE. für 1 kg.

⁶) Wenn die Schlackenmenge etwa 30% des Roheisens beträgt, und die MgO-Gehalte der Schlacke und des Dolomitfutters 3,1 und 38% sind, so ergeben sich $30 \times \frac{3,1}{38}$ = rund 2,5%.

⁷) Siehe S. 113.

⁸) Eine unmittelbare Messung ist noch nicht ausgeführt. Richards nimmt diesen Wert an.



O und 0,97 kg N müssen zuvor auf 1 250° erwärmt werden; alsdann müssen 1,29 kg MnO, 0,97 kg N und 99 kg Fe auf die Flußeisentemperatur gebracht werden.

Es besteht die Gleichung:

(Temperaturerhöhung = x

$$\left.\begin{array}{r} 0{,}29 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ 0{,}97 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ 1{,}29 \times 0{,}26 \times x \\ 0{,}97 \times 0{,}30 \times x \\ 99 \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} 412 + 17{,}46\,x = 1\,730\,\text{WE.} \qquad x = 76^{\circ}.$$

B. Silizium.

Dasselbe beim Verblasen einer Legierung von 99 kg Fe und 1 kg Silizium.

1 kg Si verbrennt mit 1,14 kg O, die 3,80 kg N mitbringen, zu 2,14 kg SiO_2 mit 7 830 WE.

Es besteht die Gleichung:

(Temperaturerhöhung = x)

$$\left.\begin{array}{r} 1{,}14 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ 3{,}80 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ 2{,}14 \times 0{,}29 \times x \\ 3{,}80 \times 0{,}30 \times x \\ 99 \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} \begin{array}{c} 1\,621 + 18{,}59\,x = 7\,830\,\text{WE.} \qquad x = 334^{\circ}. \\ \text{Unter Berücksichtigung des CaO-Zuschlags} \\ \text{wird } x = 91^{\circ} \end{array}$$

C. Phosphor.

Dasselbe beim Verblasen einer Legierung von 99 kg Fe und 1 kg P.

1 kg P verbrennt mit 1,29 kg O, das 4,3 kg N mitbringt, zu 2,29 kg P_2O_5 mit 5900 WE. Es bedarf eines CaO-Zuschlags von 7,5 kg.

Es besteht die Geichung:

(Temperaturerhöhung = x)

$$\left.\begin{array}{r} 1{,}29 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ 4{,}30 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ 2{,}29 \times 0{,}31 \times x \\ 4{,}30 \times 0{,}30 \times x \\ 99 \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} \begin{array}{c} 1\,835 + 18{,}83 \cdot x = 5\,900\,\text{WE.} \qquad x = 216^{\circ} \\ \text{Unter Berücksichtigung des CaO-Zuschlags} \\ \text{wird } x = 91^{\circ} \end{array}$$

D. Kohlenstoff.

Dasselbe beim Verblasen einer Legierung von 99 kg Fe und 1 kg C. Dabei sollen
0,86 kg C mit 1,15 kg O zu 2,01 kg CO (2 124 WE) verbrennen
0,14 » C » 0,37 » O » 0,51 » CO_2 (1 131 ») »
Zusammen 1,52 kg O, die 5,1 kg N mitbringen.

Es besteht die Geichung:

(Temperaturerhöhung = x)

$$\left.\begin{array}{r} 1{,}52 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ 5{,}10 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ 2{,}01 \times 0{,}30 \times x \\ 0{,}51 \times 0{,}50 \times x \\ 5{,}10 \times 0{,}30 \times x \\ 99 \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} 2\,278 + 19{,}22\,x = 3\,255\,\text{WE.} \qquad x = 51^{\circ}$$

E. Eisen.

Dasselbe beim Verblasen von 100 kg Fe, unter der Maßgabe, daß 1 kg Fe oxydiert werden soll.

1 kg Fe verbrennt mit 0,38 kg O, die 1,27 kg N mitbringen, zu 1,38 kg Fe_3O_4 und liefert 1 650 WE.

Es besteht die Gleichung:

$$\left.\begin{array}{l} 0{,}38 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ 1{,}27 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ 1{,}38 \times 0{,}25 \times x \\ 1{,}27 \times 0{,}30 \times x \\ 99 \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} 542 + 17{,}6\,x = 1\,650 \text{ WE. } x = 63^\circ.$$

Stellt man die Werte untereinander, so erhält man den Einblick, daß Si und P die Hauptwärmeträger sind.

A. Mn = 76°
B. Si = 334°
C. P = 216° (unter Berücksichtigung des CaO-Zuschlags = 91°)
D. C = 51°
E. Fe = 63°.

Wollte man mit Hilfe dieser Zahlen die durchschnittliche Temperaturerhöhung bei einer gegebenen Roheisenzusammensetzung berechnen, so würde man ein Fehlergebnis erhalten, weil Verbindungs- und Schmelzwärme, auch der Kalkzuschlag und das abgeschmolzene Futter und die Wasserdampfzersetzung nicht berücksichtigt sind. Aber dies würde nicht so erheblich einwirken. Die Hauptsache ist, daß rechnerisch betrachtet, dies Verfahren unrichtig wäre. Dies geht schon daraus hervor, daß z. B. die Rechnung, für eine Legierung von 98% 2% Si durchgeführt, 616° ergibt und nicht $2 \times 334 = 668°$.

Wir müssen, um die angedeutete Aufgabe zu lösen, anders verfahren:

F. Temperaturerhöhung beim Verblasen eines Roheisens mit 3,5% C; 0,5% Si; 1,5% Mn; 2,0% P, wobei 3,5% Fe zu Fe_3O_4 oxydiert werden. Vom C sollen 3,0 kg zu CO und 0,5 kg zu CO_2 verbrennen. 15% CaO werden zugeschlagen. 2,5 kg Futter schmelzen ab.

Wärmeeinnahme für 100 kg Roheisen.

		Sauerstoffbedarf	Es gehen in die Gase	Es gehen in die Schlacke	Wärmeleistung
zusammen 11,0 kg	3,0 kg C	4,00 kg	7,0 kg CO	—	7 410 WE
	0,5 » C	1,33 »	1,83 » CO_2	—	4 040 »
	0,5 » Si	0,57 »	—	1,07 kg SiO_2	3 915 »
	1,5 » Mn	0,44 »	—	1,90 » MnO	2 595 »
	2,0 » P	2,60 »	—	4,60 » P_2O_5	11 800 »
	3,5 » Fe	1,33 »	—	4,83 » Fe_3O_4	5 775 »
Sauerstoffmenge		10,27 kg entsprechend	34,4 kg N		
15,0 kg CaO				15,00 » CaO	
2,5 » (CaO + MgO) aus dem Futter				2,50 » (CaO + MgO)	
Schlackenmenge				29,90 kg [1]	
Dazu chemische Verbindungswärme für (1,9 + 15,0 + 2,5) Basen 19,4 × 100 = . . .					1 940 »
				Zusammen	37 475 WE
Davon ab Schlackenschmelzwärme 29,9 × 100 . . . . . . = 2 990 WE					
Wärmemenge zur Zerlegung von 0,4 kg Wasserdampf = 0,044 × 29 000 = 1 276 »					4 266 »
				Bleiben	33 209 WE = A

[1]) Meist wird man nur 25% Schlacke vom Einsatz zu rechnen haben.

Es besteht die Gleichung: (Temperaturerhöhung = x. Luft und Kalk müssen auf Roheisentemperatur gebracht werden, Gase alsdann auf 1 350°, Schlackenkörper und Flußeisen müssen um x° höher erhitzt werden.)

$$\left.\begin{array}{ll} (O) & 10{,}27 \times 0{,}24 \times 1\,250 \\ (N) & 34{,}4 \times 0{,}27 \times 1\,250 \\ (CaO) & 15{,}0 \times 0{,}23 \times 1\,250 \end{array}\right\} = 19\,000 = B$$

$$\left.\begin{array}{ll} (CO) & 7{,}0 \times 0{,}30 \times 100 \\ (N) & 34{,}1 \times 0{,}30 \times 100 \\ (CO_2) & 1{,}83 \times 0{,}46 \times 100 \end{array}\right\} = 1\,326 = C$$

$$\left.\begin{array}{ll} (SiO_2) & 1{,}07 \times 0{,}29 \times x \\ (MnO) & 1{,}90 \times 0{,}26 \times x \\ (P_2O_5) & 4{,}60 \times 0{,}32 \times x \\ (Fe_3O_4) & 4{,}83 \times 0{,}25 \times x \\ (CaO + & \\ \text{Futter} & 17{,}50 \times 0{,}29 \times x \\ (Fe) & 90{,}0^{1)} \times 0{,}17 \times x \end{array}\right\} \begin{array}{l} = 23{,}85 \times x \\ = a \times x \end{array}$$

Allgemein geschrieben

$$B + C + a \times x = A$$

$$x = \frac{A - B - C}{a}$$

$$20\,326 + 23{,}85\ x = 33\,209 \text{ WE}$$

Daraus $x = 540^\circ$

Demnach würde die Flußeisentemperatur $1250 + 540 = 1790^\circ$ betragen, wenn keine Verluste vorhanden wären. Würden diese 5% betragen, was unter den außerordentlich günstigen Verhältnissen des Konverters ausreichend erscheint, so bleibt noch die Möglichkeit 5% Schrott zu schmelzen, ohne die Temperatur unter die Grenze von 1600° zu drücken[2]).

Man kann die ebengeführte Berechnung auch in Form einer Wärmebilanz niederschreiben:

Wärmebilanz eines Konverters für 100 kg Roheisen.

Wärmeeinnahme.

Oxydationswärme der Eisenbegleiter 3,5 kg C; 0,5 kg Si; 1,5 kg Mn; 2,0 kg P, 3,5 kg Fe	35 535 WE
Verbindungswärme bei der Schlackenbildung für 19,4 kg Basen $19{,}4 \times 100$	1 940 »
Zusammen	37 475 WE

Wärmeausgabe.

1. Zur Erwärmung von 10,27 kg O; 34,4 kg N und 15,0 kg CaO auf Roheisentemperatur	19 000 WE
2. Zur Höhererwärmung von 7,0 kg CO; 1,83 kg CO_2; 34,4 kg N auf 1350°	1 326 »
3. Zur Erwärmung von 1,07 kg SiO_2; 1,90 MnO; 4,6 kg P_2O_5; 4,83 kg Fe_3O_4; 15,0 kg CaO; 2,5 kg Futter und 90 kg Fe auf Flußeisentemperatur (1625°)	8 944 »
4. Schlackenschmelzwärme (latente Wärme) 100 WE für 1 kg Schlacke	2 990 »
5. Zur Zerlegung von 0,4 kg Wasserdampf im Gebläsewinde	1 276 »
6. Zum Schrottschmelzen und (oder) Ausgleich von Wärmeverlusten durch Strahlung und Leitung = 10% der vereinnahmten Wärme	3 939 »
Zusammen	37 475 WE

---

1) Eigentlich sind $100 - 11 = 89$ kg Fe, aber man muß die Zusätze berücksichtigen. Sie erfordern zwar Wärmezuführung, aber anderseits verbrennt Si, Mn, C und gleicht die letztere im allgemeinen aus.

2) 5% Wärmeverlust bringen $\frac{5}{100} \cdot 1\,790^\circ$ . . . . — 90°

5 kg Schrott zu schmelzen erforden $5 \times 350 = 1\,750$ WE.

$$x = \frac{33209 - (1750 + 20326)}{23{,}85 + \underset{\text{Fe}}{5} \times 0{,}17} = 451^\circ.$$ Temperaturerniedrigung $= 540 - 451 = -89^\circ$

Zusammen 179°

Es verbleiben also noch $1\,790 - 179 = 1\,611^\circ$.

Mit Hilfe dieser Wärmerechnung kann man bei Benutzung der Zahlen S. 207 u. f. und der Gleichung $x = \frac{A - B - C}{a}$ für jede Anfangstemperatur, Roheisenzusammensetzung und Blasedauer die Temperatur des Flußeisens im Voraus bestimmen, was insofern wichtig ist, als man sowohl beim sauren, wie beim basischen Verfahren aus wirtschaftlichen Gründen und auch (namentlich bei letzterem) in Hinblick auf die beste Beschaffenheit des Flußeisens gern bis an die äußerste Grenze geht.

Einige Fingerzeige sollen hier gegeben werden:

0,1 % Si weniger würde die rechnungsmäßige Flußeisentemperatur um $\frac{334}{10} = 33°$ senken; 0,1 % Mn mehr um 8° heben. Eine Verkürzung der Blasedauer von 15 auf 14 Minuten würde $\frac{3939}{15} = 262$ W-E einbringen und die Flußeisentemperatur um $\frac{262}{24} = 11°$ erhöhen. 1 % Schrott zu schmelzen erniedrigt die Temperatur um etwa $\frac{89}{5} = 18°$ C u. s. f. (Vgl. den oben genannten Aufsatz des Verfasser.)

Bei der Auswahl des Roheisens für das Windfrischen werden wir weiteres hören.

Außerordentlich wichtig ist auch die Art der Aufeinanderfolge der Schmelzen. Selbst ein chemisch ungeeignetes Roheisen kann, in schneller Aufeinanderfolge verblasen, verwertbar sein.

Die Temperatur des Konverterflußeisens hat Burgess[1]) bei Ausgießen in die Pfanne und beim Gießen zu 1595° und 1523° mit einem optischen Pyrometer festgestellt (vgl. S. 207).

Maßnahmen, um die Temperatur künstlich zu heben.

Als solche kommen die Windtrocknung, die Winderhitzung, die Überhitzung des Roheisens und die Sauerstoffanreicherung inbetracht.

Die Windtrocknung, im Sinne Gayleys (vgl. Band 1) ist nicht aussichtslos, in Deutschland aber noch nicht durchgeführt[2]). In den Vereinigten Staaten ist (1908) ein Versuch gemacht[3]); angeblich mit gutem Erfolge, aber man hat später nichts weiter gehört, was auffallen muß.

Zweifellos kann nur ein Versuch entscheiden. Es soll hier aber folgende Betrachtung angestellt werden:

Wir haben oben mit 12 gr. Wasserdampf im cbm Luft gerechnet. Im Sinne der Gayleyschen Windtrocknung (vergl. Bd. I) können 12 — 4 = 8 gr.

---

1) Stahl und Eisen, 1919, S. 96.

2) Vergl. die Ausführungen des Verfassers Stahl und Eisen, 1906, S. 851 und ebenda, von anderer Seite Stahl und Eisen, 1891, S. 71.

3) Vergl. Stahl und Eisen, 1908, S. 1151. Man hat in den Chicagoworks etwas heißeren Gang, Freiheit von Randblasen beim Längsschnitt durch die Blöcke und weniger Kopfendenabfall festgestellt. Die Luftfeuchtigkeit wurde bis auf 3,19 gr. im cbm ausgeschieden.

ausgeschieden werden, wodurch 850 W-E als Wärmeausgabe gespart würden (vergl. S. 211). Die Temperatur des Flußeisens würde dann theoretisch um 35° gehoben werden. Dies ist ein hoher Betrag. Man könnte dann ein Si- oder P-ärmeres Roheisen, je nachdem saures oder basisches Verfahren in Frage ist, verwenden.

Abgesehen davon kommt möglicherweise eine Gefügeverbesserung in Frage, weil H in enger Verbindung mit der Gasentwickelung beim Gießen steht und den Hauptbestandteil des Gasgehalts im festen Eisen ausmacht. Angeblich sind auch die so erzeugten Schienen so gut gewesen wie nie zuvor[1]).

Beim Konverter ist die Windtrocknung viel einfacher und billiger durchzuführen wie beim Hochofen. Es handelt sich um viel geringere Windmengen. Ein Stahlwerk mit etwa 1000 to Tageserzeugung braucht stündlich etwa 14000 cbm Wind, d. i. ungefähr ebensoviel wie ein Hochofen von 100 to Tageserzeugung.

Die Erhitzung des Gebläsewindes hat wenig Aussicht auf Anwendung. Es würden bei der hohen Windspannung große Verluste und andere Schwierigkeiten auftreten, auch von der mitgeführten Wärme nur ein kleiner Betrag an das Eisen bei dem schnellen Hindurchströmen abgegeben werden. Ein Versuch in Zeltweg[2]) führte zu einer schlechten Bodenhaltbarkeit, was einleuchtend ist. Wiborg[3]) hat Berechnungen im Interesse der Kleinbessemerei angestellt; aber auch hier hat man Versuche abgelehnt. Hier wäre die Windtrocknung am Platze.

Es bleibt das Überhitzen des Roheisens übrig. Es ist ein sehr wirksames und gut durchführbares Hilfsmittel. Davon ist S. 84 und 175 die Rede gewesen. Hier soll noch auf die Erfolge hingewiesen werden, die einigen Werken die Anwendung des Flammofens mit Umschaltfeuerung gebracht hat. Hierbei wächst auch der Schwefelgehalt des Roheisens bei weitem nicht in dem Maße, wie es im Kupolofen geschieht, wenn man im Interesse hoher Temperatur einen hohen Kokssatz anwenden muß.

Eine Sauerstoffanreicherung liegt weit außerhalb des Rahmens des praktischen Bedürfnisses und bisher auch der Wirtschaftlichkeit. Im Konverter hat man auch ohne sie die höchsten Temperaturen, denen ein feuerfestes Material gerade noch gewachsen ist. Eine Steigerung dürfte auf große Schwierigkeiten stoßen.

---

[1]) Dem widerspricht allerdings die interessante Mitteilung Howes (Stahl und Eisen, 1890, S. 1025), daß einige amerikanische Werke die Temperatur des Konverters statt durch Schrottgeben, durch Wasserdampfeinblasen drücken und behaupten, dabei dichtere Blöcke und geringeren Walzendenabfall zu erhalten.

[2]) Stahl und Eisen, 1899, S. 13.

[3]) Stahl und Eisen, 1899, S. 13. Ähnliche Berechnungen hat Geilenkirchen Stahl und Eisen, 1905, S. 328, veröffentlicht.

24. Thomasschlacke.

Konstitution und Menge.

Sie nimmt alle oxydierten Eisenbegleiter und einen Teil des letzteren selbst, dazu den Zuschlagskalk und die abgeschmolzenen Futterbestandteile auf, wie dies S. 210 bei der. Wärmerechnung in einem Beispiele gekennzeichnet ist.

Die Phosphorsäure wird als $4 CaOP_2O_5$ = vierbasisches Kalziumphosphat (vgl. S. 150) gebunden, es muß aber ein viel höherer Kalkzuschlag gesetzt werden, um das in großer Menge beim Nachblasen erzeugte Fe_3O_4 zu binden (vgl. S. 156).

Die Schlackenmenge ist in dem obengenannten Beispiel mit 29,9 kg für 100 kg Roheisen gefunden. Es treten aber immer Verluste auf, so daß man im praktischen Betriebe im Allgemeinen nur mit 25 kg auf 100 kg Roheisen rechnen kann. Nur bei sehr hohem P-gehalt hat man größere Mengen, z. B. in Peine 30%. Schock nimmt an, daß 88—90% des P in der Thomasschlacke gewonnen wird[1]).

Für die Verwendung als Düngemittel ist es sehr wichtig zu wissen, in welcher chemischen Form P gebunden ist.

Wie oben erwähnt, hatte Hilgenstock auf der Hörder Schlackenhalde Krystalle entdeckt, deren Analyse auf die Formel $4 CaOP_2O_5$ hinausging[2]). Etwas später entdeckten Bücking und Linck neben diesen Krystallen andere, deren chemische Formel $4 (3 CaOP_2O_5) + 3 CaOSiO_2$ war[3]).

Es war also Kieselsäure mit im Spiel. So wurde Hoyermanns Entdeckung bestätigt, der eine sehr große Zitratlöslichkeit[4]) der Thomasschlacke bei siliziumreichem Roheisen festgestellt und dann Versuche in Peine veranlaßt hatte. Diese führten zum regelrechten Sandzusatz während des Ausfließens der Schlacke, um die Zitratlöslichkeit auch bei siliziumärmerem Einsatz zu erhöhen. Dieses Sandzusetzen wurde dann Allgemeingut. Man wirft dabei wenige Schaufeln getrockneten Sandes während des Ausfließens in die Schlacke oder trägt flüssige Kupolofenschlacke vor dem Ausfließen in den Schlackenkasten ein. Jung hat auch einen elektrisch betätigten Rührapparat in Peine eingeführt[5]).

---

1) Stahl und Eisen, 1914, S. 700. Man kann nur 80% der Schlacke abgießen, weil sonst Flußeisen verloren geht; hat außerdem aber noch die Pfannenschlacke. Die Schöpfprobe gibt immer 1% mehr P_2O_5 als die Probe des Mahlguts an.

2) Stahl und Eisen, 1883, S. 498. Die Hilgenstock'sche Analyse wurde in der Clausthaler Bergakademie nachgeprüft und die Krystallform ermittelt. Stahl und Eisen, 1884, S. 141.

3) Stahl und Eisen, 1887, S. 245.

4) Unter Zitratlöslichkeit versteht man die Löslichkeit der P_2O_5 in sehr verdünnten organischen Säuren, wobei man Zitronensäure als Normalsäure verwendet.

5) Stahl und Eisen, 1914, S. 1594. In Haspe trägt man den Sand mit Hilfe eines Sandstahlgebläses ein. Stahl und Eisen, 1915, S. 1051.

Später machte Blome Schmelzversuche im Laboratorium der Hochschule in Charlottenburg und fügte der Schlackenschmelze so lange Kalk zu, bis er sich beim langsamen Abkühlen auszuscheiden begann.

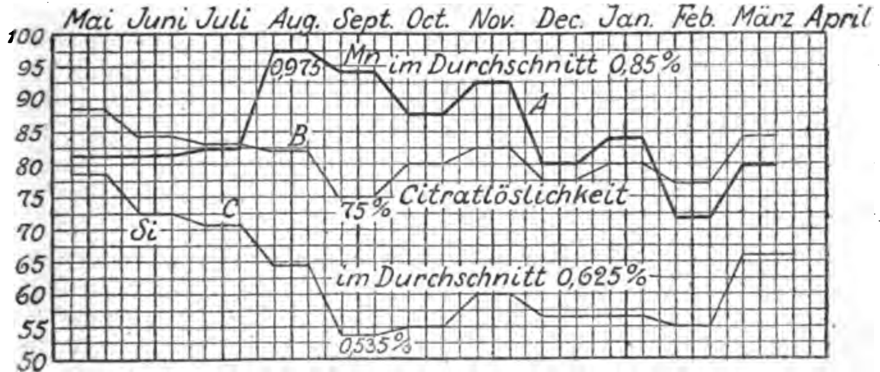


Abb. 109. Gehalte des Roheisens an Mn und Si in den einzelnen Monaten. Beziehung zwischen Si-Gehalt und Zitratlöslichkeit der Thomasschlacke. Si übt einen starken Einfluß aus, dagegen hat der Mn-Gehalt gar keinen Einfluß. (Gutehoffnungshütte.) Stahl und Eisen, 1904, S. 445, aus der Feder des Verfassers.

Dies trat bei der chemischen Konstitution 4 CaO P_2O_5, CaO · SiO_2 ein. Bei dieser bestand vollständige Zitratlöslichkeit[1]).

Ein Beweis für die Wirkung der SiO_2 wird auch dadurch geliefert, daß Pfannenschlacke infolge des abgeschmolzenen Futters vollständig zitratlöslich ist.

Die Thomasschlacke als Düngemittel.

Es hat lange gedauert, bis ihre Anwendung als solches Allgemeingut geworden war. Die älteren landwirtschaftlichen Gutachten waren durchaus nicht günstig. Man sah den Gehalt an Fe- und Mn-Oxyden und S als schädlich an und forderte eine Vermengung mit Stalldünger und längere Liegezeit[2]). So kam es, daß ältere Literaturstellen P_2O_5-Gehalte

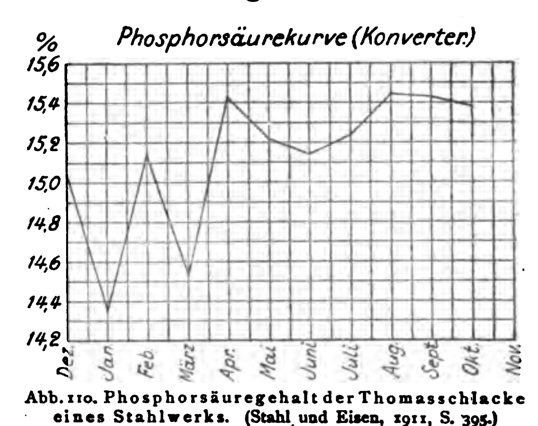


Abb. 110. Phosphorsäuregehalt der Thomasschlacke eines Stahlwerks. (Stahl und Eisen, 1911, S. 395.)

[1]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2161. Blome bestimmte den f eien Kalk vermittelst H_2S, durch Überführung in CaS.

[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 303.

bis zu 22%, aber nichts von der Verwendung als Düngemittel sagen [1]). Da auch der Hochofen bei dem geringen Eisengehalt vielfach nicht als Abnehmer auftrat, wurde die Schlacke auf die Halde geworfen.

Bahnbrechend ging Hoyermann in Peine vor, der das Feinmahlen behufs Steigerung der Zitratlöslichkeit einführte, und vor allem die landwirtschaftlichen Versuchstationen, die an der Hand von chemischen Analysen Düngeversuche ausführten, zur Mitarbeit heranzog. Diese wiesen nach, daß außer dem P_2O_5-Gehalt auch der große Kalküberschuß, bei Wiesen- und Moorboden sehr zunutze kam. Diese Erfolge wurden (1886) durch eine Druckschrift [2]) von M. Fleischer, damals Vorsteher einer landwirtschaftlichen Versuchstation überall bekannt.

In der Folgezeit einigte man sich über dies Abnahmeverfahren in sehr geschickter Weise. Man verzichtete auf Grund eines Vorschlags von Märker in Halle [3]) auf jede Prüfung der Mehlfeinheit, und bezahlte nur jedes kg zitratlösliche Phosphorsäure ohne Rücksicht auf den Gesamtphosphorsäuregehalt. Die zitratlösliche P_2O_5 wurde im Sinne eines Verfahrens von Wagner festgestellt [4]).

Sie macht meist 80—98% der Gesamt-P_2O_5 aus (vgl. die Zahlentafel S. 217; auch Abb. 109 und 110). Der Wert fällt mit wachsendem Gehalt an Gesamt-P_2O_5, z. B.

90% bei 16% Gesamt-P_2O_5
85 » » über 18% Gesamt-P_2O_5.

Schon ein kleiner Zusatz von Flußspat drückt die Zitratlöslichkeit erheblich herab [5]).

Um den Gehalt an Gesamt-P_2O_5 zu erhöhen hat Scheibler [6]) ein Verfahren ausgearbeitet, bei dem der Kalkzuschlag in 2 Teilen ($^2/_3 + ^1/_3$, die letzte Gabe erfolgte bei Beginn des Nachblasens) zugefügt und dementsprechend die Schlacke zweimal abgegoßen wurde. Die erste Schlacke fiel sehr P-reich und eisenarm (28—30% P_2O_5, 2—6% Fe), die zweite P-ärmer und eisenreicher (16—17% P_2O_5; 19—25% Fe) aus. Die erste Schlacke hatte sehr hohen Düngewert, die zweite war sehr geeignet, um den P-Gehalt des Roheisens im Hochofen anzureichern. Das Verfahren wurde auf 5 Werken versuchsweise eingeführt, aber wieder aufgegeben, weil angeblich das zweimalige Schlackeabgießen zu großen Zeitverlust bedingte.

---

1) Z. B. Stahl und Eisen, 1881, S. 54, ebenda 1881, S. 180; 1882, S. 595; 1883, S. 264.

2) Bei Parey in Berlin erschienen. Andere verdiente landwirtschaftliche Chemiker nennt Gerhard Meier. Stahl und Eisen, 1909, S. 1489

3) Stahl und Eisen, 1895, S. 290 und ebenda 1895, S. 519.

4) Stahl und Eisen, 1895, S. 290.

5) Stahl und Eisen, 1914, S. 1593.

6) Stahl und Eisen, 1886, S. 812 und 1894, S. 1097.

Zusammensetzung von Thomasschlacke.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
P_2O_5	11,39	22,97	17,25	17,5	20	17,20	15—20	15,16	17,23	17,28	15,45
CaO	38,00	58,91	48,29	49,6	49				53,87	48,95	51,75
MgO	1,14	8,10	4,89	4,7	4				2,50	3,08	
FeO	5,86	18,00	9,44	9,3	14				10,66	7,40	
Fe_2O_3	1,91	7,00	3,78	4,1					4,40	7,57	
Al_2O_3	0,14	3,70	2,04	2,0						1,29	
MnO	0,55	5.62	3,91	4,0	5				3,40	5,93	
S	0,05	1,41	0,49	0,5	0,4				0,47	0,39	
SO_3	0	1,00	0,22	0,2							
SiO_2	2,7	12,90	7,96	7,5	6				6,6	7,20	
Feuchtigkeit				0,57							
CO_2				2,53							
Fe			10,0	10,1					11,4	11,05	11,48
Zitratlösl. %						88—89	meist 90	98			94,40
Eisen metallisch										0,26	

1 = P ärmste Thomasschlacke
2 = P reichste »
3 = Mittel aus beiden
4 = Durchschnittsergebnis aus Schlacken deutscher Werke
} aus M. Fleischer. Die Entphospherung des Eisens und ihre Bedeutung für die Landwirtschaft, 1886, bei Parey in Berlin.

5 = Analyse, als normal von Hilgenstock bezeichnet (Stahl und Eisen, 1886, S. 525).
6 = Durchschnittsergebnis aus allem deutschen und luxemburgischen Thomasphosphatmehl für Herbst 1908 (Stahl und Eisen, 1914, S. 1593).
7 = Angabe von Gerhard Meier, Stahl und Eisen, 1909, S. 1489.
8 = Thomasschlacke eines oberschlesischen Werkes mit viel Si im Roheisen.
9 = Durchschnitt nach Wedding, Stahl und Eisen, 1890, S. 310.
10 = Jahresdurchschnitt eines westfälischen Werkes.
11 = Angabe eines niederrheinischen Werkes.

Andere Analysen siehe Stahl u. Eisen, S. 1889, S. 910, ebenda 1904, S. 445 (Gutehoffnungshütte).

Analysenergebnisse sind in der Zahlentafel mitgeteilt. Feuchtigkeit und CO_2 werden erst beim Lagern aufgenommen, ebenso wächst (nach privater Mitteilung) das von Zuckerlösung ausgezogene CaO. SO_3 ist aus der Berührung des Sulfids mit der Luft entstanden.

In der Thomasschlacke sind große und kleine Eisenkörper eingeschlossen, die beim Kochen der Schmelze herausgeschleudert und von der anfangs noch zähflüssigen, kalten Schlacke eingeschlossen werden. Sie verbleiben z. T. darin bis zum Ende des Blasens, weil die Wärme des Bades nicht schnell genug zu ihnen gelangt, um sie zum Schmelzen zu bringen.

Das Mahlen der Thomasschlacke.

Ursprünglich verwandte man nur Kollergänge, später fügte man Mahlgänge hinzu, nachdem man erkannt hatte, wie wichtig das Feinmahlen war[1]).

Die schädliche Staubentwicklung führte zu der Stellung einer Preisaufgabe seitens der Stummschen Werke[2]). Das Ergebnis war, daß in der folgenden Zeit bei Neuanlagen nur noch Kugelmühlen

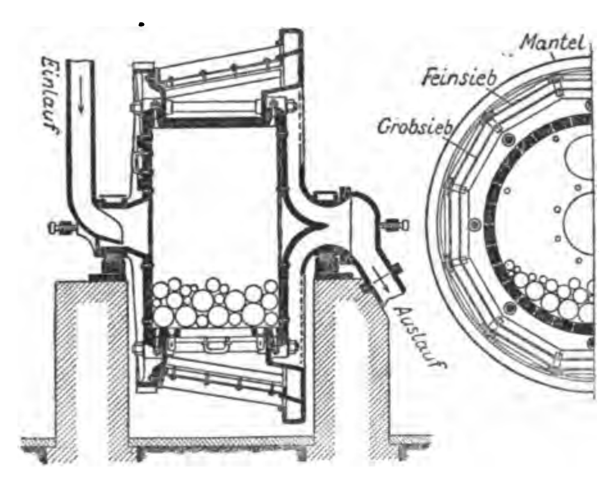


Abb. 111. Kugelmühle für Thomasschlacke von Gebr. Sachsenberg in Roßlau a. d. E. Das Mahlgut fällt durch die Schlitze zwischen den Gußstahlplatten auf Grobsieb, Feinsieb und Mantel. Was nicht fein genug ist, wird nach oben gehoben und fällt in die Trommel zurück, während das feine Mehl in den äußeren Ringkanal und von da aus in den Hohlzapfen rechts gelangt. Der Antrieb der Kugelmühle erfolgt an einem Zahnkranze (links) Vgl. Stahl und Eisen, 1890, S. 318.

(von Jenisch in Bromberg erfunden) zur Verwendung kamen, weil alle anderen Vorrichtungen die Arbeiter nicht genügend gegen Staub schützen konnten (vgl. die Abb. 111—114a). Dabei ist es auch bis auf den heutigen Tag geblieben, nur ist die Pfeiffersche Windsichtung[3]) hinzugetreten, die die Siebe an der Umfangsfläche der

---

1) Stahl und Eisen, 1897, S. 391 (Kintzlé). Die Mehlfeinheit wurde dadurch gekennzeichnet, daß 75% des Mehls durch ein Sieb mit 900 Maschen auf 1 qcm gingen.

2) Stahl und Eisen, 1889, S. 1054 und ebenda 1890, S. 310.

3) Stahl und Eisen, 1894, S. 485. Metallurgie 1906, S. 410. Die größere Mehlfeinheit bedingt eine höhere Zitratlöslichkeit = + 0,5%.

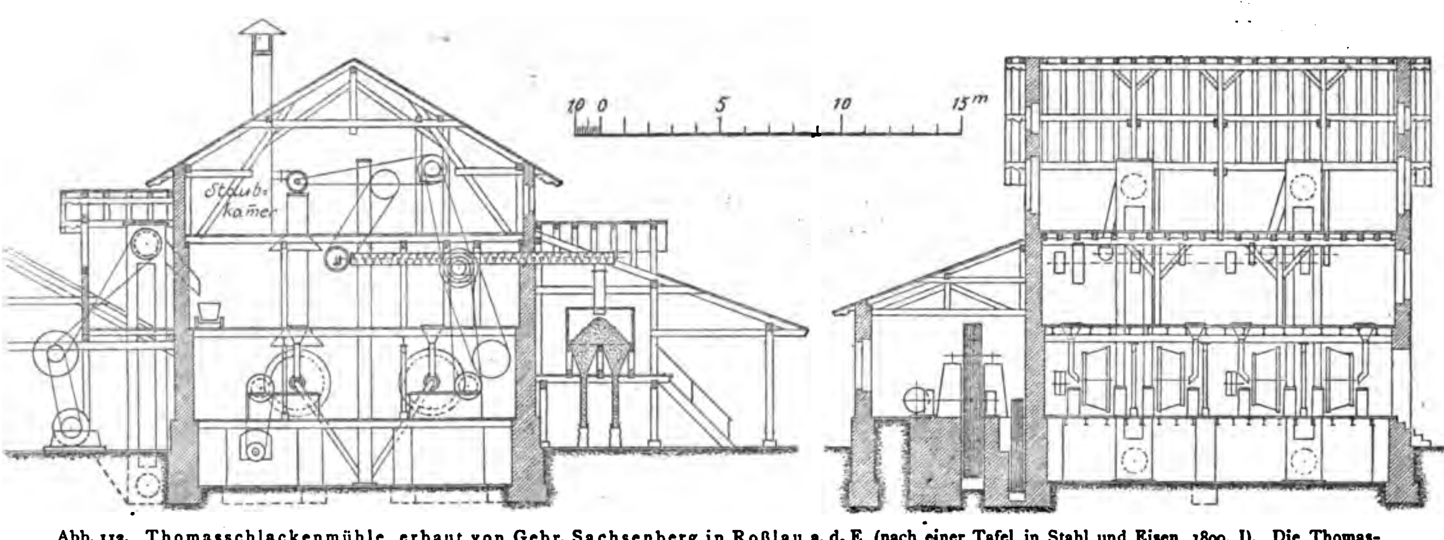


Abb. 112. **Thomasschlackenmühle, erbaut von Gebr. Sachsenberg in Roßlau a. d. E.** (nach einer Tafel in Stahl und Eisen, 1890, I). Die Thomasschlacke wird in einem Steinbrecher zerkleinert (links) und gelangt, durch ein Becherwerk gehoben in Wagen, die in die Fülltrichter der 4 Kugelmühlen ausstürzen. Die Kugelmühlen erhalten ihren Antrieb von einer Dampfmaschinenwelle aus, vermittelst Zahnrad und Zahnkranz. Das Mahlgut gelangt aus den Kugelmühlen selbsttätig in den Schöpfraum von 2 Becherwerken, die es 2 Schnecken zuführen. Aus diesen fällt es in Sammelbehälter und aus diesen in Säcke. (Vgl. Stahl und Eisen, 1890 S. 310.)

Mahltrommel überflüssig macht und eine noch größere Mehlfeinheit (bis 98—99% durch ein Sieb mit 4900 Maschen auf 1 qcm) ermöglicht. Die Arbeitsweise einer solchen sieblosen Kugelmühle ist durch die Abb. 113, 114 und 114a gekennzeichnet.

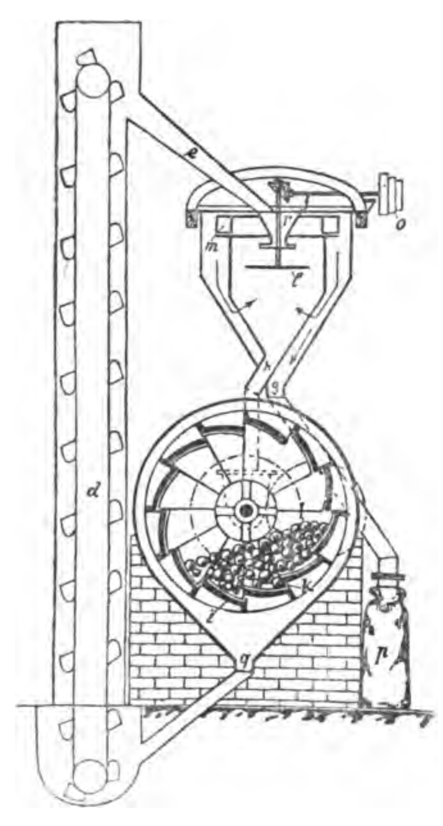


Abb. 113. Schematische Darstellung einer sieblosen Pfeifferschen Kugelmühle mit Windsichtung.

Bei *K* sieht man Öffnungen, die von außen eingestellt werden können. Aus ihnen erfolgt der Austritt des Mahlguts, das alsdann durch ein Becherwerk in den Windsichter gelangt. Dieser besteht aus einem Ventilator *m* und einem sich drehenden Streuteller *l*. Der Ventilator saugt die mit leichtem Staub geschwängerte Luft an, um sie in den Außenraum zu werfen und den feinen Staub bei *g* abzuschneiden. Der schwere Staub fällt in die Kugelmühle zurück, und der Wind tritt im Sinne der Pfeile durch Sieböffnungen wieder unter den Streuteller, neuen Staub aufnehmend.

Ein anderer Weg ist, bisher allerdings ohne Erfolg, durch Aufschließen mit Dampf in einem geschlossenen Kessel beschritten. Die Thomasschlacke zerfällt dabei in mehlfeines Pulver [1]).

Als ein Vorläufer der Pfeifferschen Kugelmühle ist die Kombination einer Kugelmühle (für Griesmahlen) und einer Rohrmühle mit Schlitzen im Mantel (zum Feinmahlen) anzusehen (Davidson in Kopenhagen) [2]).

In der Neuzeit sind auch die bei der Gichtgasreinigung mit Erfolg benutzten Bethschen Filterschläuche angewandt, um noch mehr Mahlstaub aufzufangen (vgl. Abb. 114a).

Die Mahlkosten betrugen früher 8 Mark für 1 Tonne Thomasmehl, 1914 waren sie auf 2 Mark heruntergegangen [3]).

Die Silos stellt man aus Holz her, weil anderes Material der zerfressenden Wirkung der Thomasschlacke nicht standhält.

Ehe die Schlacke in die Kugelmühle gelangt, muß man sie etwa 4 Wochen lagern lassen, damit sie ihre Eigenwärme verliert

[1]) Dr. Müller in Dortmund, Stahl und Eisen, 1903, S. 1045.

[2]) Über die Entwickelung der Thomasschlackenmühlen gibt ein Aufsatz von Rech, Stahl und Eisen, 1917, S. 465, auch ebenda 1919, S. 1393, Auskunft.

[3]) Stahl und Eisen, 1917, S. 465.

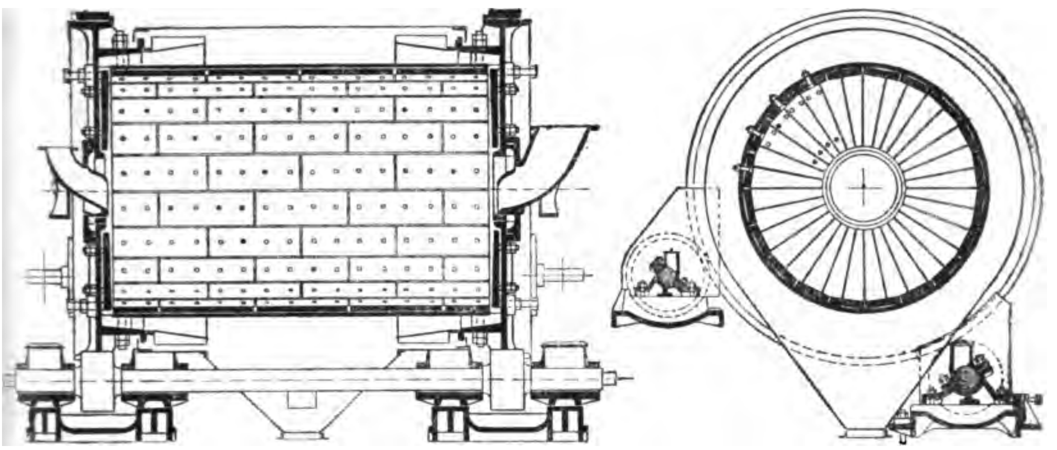


Abb. 114. **Pfeiffers sieblose Doppelhartmühle (nach einer Zeichnung von Gebr. Pfeiffer Barbarossawerke in Kaiserslautern).** Innerhalb eines feststehenden Gehäuses dreht sich eine, innen mit starken Stahlplatten gepanzerte Trommel, indem die Stirnwände unter Vermittelung eines Zahnkranzgetriebes abrollen. Der Eintritt der vorgebrochenen Thomasschlacke erfolgt auf beiden Stirnseiten. Das Mahlgut fällt aus den verstellbaren Fugen zwischen Mantel und Stirnseitenpanzer heraus und gelangt durch den Trichter unten in den Schöpftrog eines Becherwerks, um einer Windsichtung unterworfen zu werden. Leistung: 100 kg Feinmehl für 1 PSe Stunde.

Schnitt a-b

Schnitt c-d

Abb. 114a. **Thomasschlackenmühle, erbaut von Gebr. Pfeiffer Barbarossawerk in Kaiserslautern nach einer Zeichnung dieser Firma.** Die Mühle arbeitet mit zwei Doppelhartmühlen *b*, unter Anwendung der Pfeifferschen Windsichter *g* und Staubabscheidung in Filterschläuchen *n*. Das Aufgehen der vorzerkleinerten Thomasschlacke erfolgt mit Hilfe der Fülltrichter *a*. Das Mahlgut wird in den Becherwerken *d* gehoben und gelangt, Eisenabscheider *f* durchlaufend, in die Windsichter *g*. Hier fällt das fertige Mahlgut durch Rohre *i* den Schnecken *k* und von hier den Säcken zu, während das Grobe durch *h* in die Mahltrommeln zurückgeführt wird. Die staubgeschwängerte Luft des Raumes wird durch den Ventilator *m* angesaugt und durch die Filterschläuche *n* des Zyklonfilters nach außen hindurch gepreßt. Der Staub fällt dabei durch *p* der Schnecke *k* zu. In dieser Weise arbeitet aber nur eine Hälfte der Schläuche, die andere erfährt infolge der Saugwirkung des Luftstroms einen entgegengesetzten Winddurchgang und wird dadurch staubfrei gemacht. Eine selbsttätige Umschaltanlage bewirkt, daß dies Arbeiten wechselweise geschieht. *c* = Rollen, auf denen die Stirnflächen der Kugelmühlen abrollen. *v* und *x* = Elektromotoren.

und sich leichter zerschlagen läßt. Dann folgt das **Zerkleinern** unter dem Fallwerk oder von Hand und anschließend in Steinbrechern oder Rundbrechern auf Stücke von etwa 50 mm. Diese werden aufgegeben.

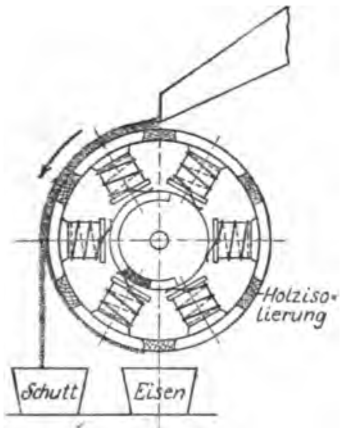


Abb. 115. Eisenabscheider mit drehenden Elektromagneten.

In der Mahltrommel bleibt ein inniges Gemenge von Eisenstücken und Thomasschlacke, das in Magnetscheidern aufgearbeitet wird. Solche **elektromagnetischen Aufbereitungsanlagen** sind mit großem Erfolg eingeführt. Sie verarbeiten dann auch allen eisenhaltigen Schutt. (Gießereischutt enthielt in einem Falle 7,83% Eisen. Stahlwerkschutt eines Konverterwerks 4% Eisen). Sie haben sich vielfach schon in wenigen Monaten bezahlt gemacht[1]. (Abb. 115 und 116.) Solche Anlagen baut u. a. der Humboldt in Kalk.

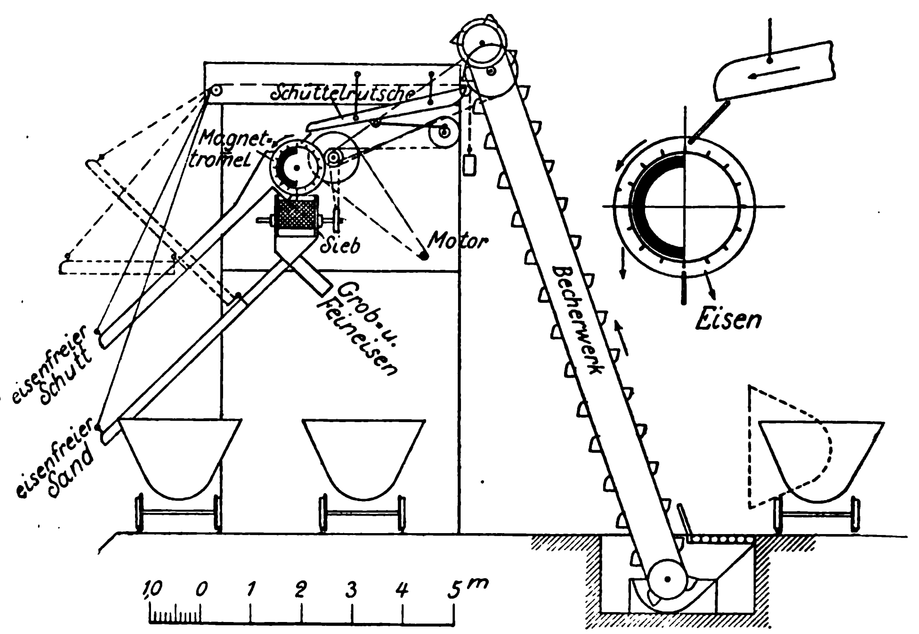


Abb. 116. Schematische Darstellung einer Aufbereitungsanlage für Stahlwerksschutt. Die vom Magneten festgehaltenen Eisenteile gehen nach dem Loslassen über ein Sieb, um von dem anhaftenden Sande gereinigt zu werden. Die Rutschen können der Wagenstellung durch Aufklappen angepaßt werden. Rechts oben ist schematisch die sich um den feststehenden Magneten drehende Trommel abgebildet.

[1]) Vgl. Zeitschrift zur Beförderung des Gewerbfleißes, 1912, S. 353, auch Stahl und Eisen, 1911, S. 1790. Eine Anlage in Rothe Erde kann stündlich 20 t Schutt verarbeiten.



25. Das Gießen des Flußeisens.

Allgemeines.

Es muß, um Wiederholungen zu vermeiden, über den Rahmen der Konverterstahlwerke hinausgegangen und auch solches Flußeisen mit berücksichtigt werden, das nur im Martinofen, Tiegel oder Elektroofen erzeugt wird.

Der Vorgang des Gießens umfaßt das Füllen der Gießpfanne und ihre Entleerung in die Blockformen (Kokillen). Stahlformguß wird an anderer Stelle besprochen werden. Alle Einrichtungen, Arbeiten und Vorgänge, die damit im Zusammenhange stehen, gehören in dieses Kapitel.

Die Umgehung der Gießpfanne durch unmittelbares Entleeren des Konverters in die Blockform, wie es Bessemer zuerst ausführte, auch das Gießen im Sinne der Abb. 117 mit der Gießpfanne am Konverter gehören der Vergangenheit an.

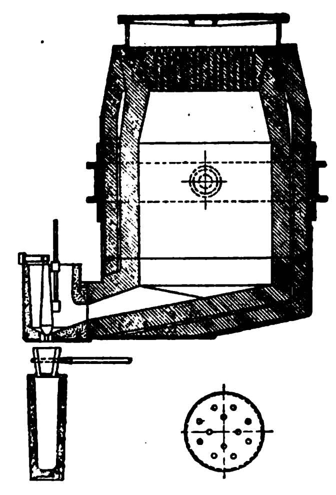


Abb. 117. aurer Konverter (3 t) mit angefügter Gießpfanne in Hofors in Schweden. (Vgl. Stahl und Eisen, 1886, S. 446.

Die Gießpfannen.

Die Gießpfanne muß dem Konverterfassungsvermögen angepaßt sein. Den Konverterinhalt in mehrere Gießpfannen zu entleeren, ist nicht angängig. Kennzeichnend für alle Flußeisenpfannen ist der Stopfenausguß, den schon Bessemer angewandt hat. Auf diese Weise können an der Oberfläche erstarrte Krusten und die Schlacke den Ausfluß nicht stören. Auch kann die letztere nur nach vollendetem Guß ausfließen. Stopfenkopf und Gießlochstein müssen für sich leicht (der letztere von außen her) auswechselbar sein. Die Einzelheiten geben die Abb. 118—120 wieder. Die Pfanne muß kippbar sein, um die Schlackenkruste durch Umkippen auswerfen und auch im Notfalle als Kipppfanne benutzt werden zu können.

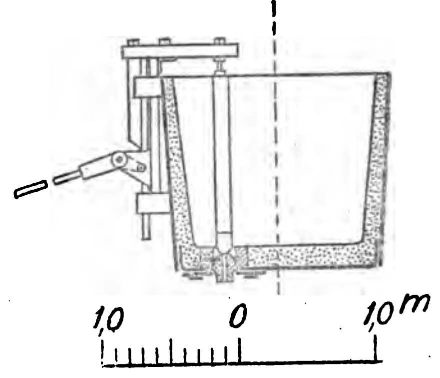


Abb. 118. Schematische Darstellung einer Gießpfanne mit Stopfenverschluß

Der Pfannenkörper wird als starkwandiges Blechgefäß konstruiert. Die Lage seines Drehpunktes beim Kippen muß so bemessen werden, daß beim Bruch des Getriebes ein selbsttätiges Umschlagen ausgeschlossen ist. Die Berechnung wird im Sinne der Kippmomentberechnung beim Konverter durchgeführt.

Um das Trocknen zu erleichtern durchlocht man auch den Pfannenblechkörper an zahlreichen Stellen [1]).

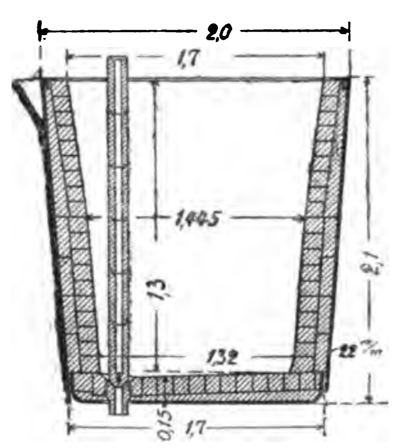


Abb. 119. Stahlgießpfannenausmauerung. Der Kopf des Stopfens erhält neuerdings eine Durchbohrung, um beim Trocknen die Wasserdämpfe entweichen zu assen. (Vgl. Stahl und Eisen 1908 S. 1658.

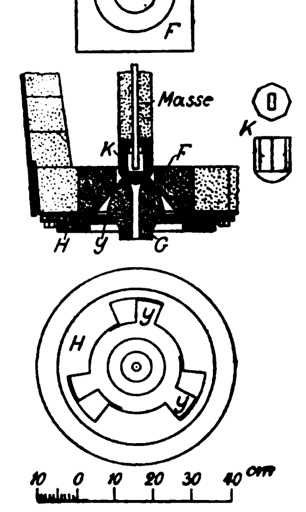


Abb. 120. Einzelheiten des Stopfenverschlusses einer Stahlwerksgießpfanne. Man sieht unten die drehbare Verschlußscheibe *y*, mit deren Hilfe der Lochstein von außen ausgewechselt wird. (Reiseskizze.)

Besondere Aufmerksamkeit erfordern Pfannenhaken- und Bügelbrüche, deren Ursache vielfach nicht aufgeklärt ist. Bei der Wichtigkeit der Frage hat der Verein deutscher Eisenhüttenleute eine Kommission eingesetzt.

Nach der Aussprache in Düsseldorf [2]) scheint es sich, falls nicht Konstruktionsfehler oder schlechtes Material zugrunde liegen, um eine Übermüdung des Eisens zu handeln, die durch einseitige Anstrahlung, verbunden mit Luftzugwirkung hervorgerufen wird. Es entstehen Spannungen und als deren Folge grobkristallinisches Gefüge. Durch regelrechtes Ausglühen läßt sich dies wieder aufheben, nur nicht dann, wenn die Spannungen so groß gewesen sind, daß die Elastizitätsgrenze überschritten ist, und Risse entstanden sind. Der feinste Riß bildet dann den Ausgangspunkt einer Zerstörung, die mit einem Bruche endet.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1912, S. 1344.

[2]) Stahl und Eisen, 1919. S. 993, 1132, 1309. Vgl. auch Canaris: Rißbildung an Gehängehaken. Stahl und Eisen, 1912, S. 611.

Um solchen Ereignissen zu begegnen, wurde vorgeschlagen, weiches Nickelflußeisen mit hoher Elastizitätsziffer zu wählen, einen Schirm anzubringen, der Haken und Bügel vor Strahlhitze schützt, diese Teile gründlich auf Rißbildung zu untersuchen und von Zeit zu Zeit auszuglühen. Dieses Ausglühen ist auch nötig, um die durch das Schmieden und Bearbeiten hervorgerufene Spannung und Gefügeverschlechterung unschädlich zu machen.

Die Ausmauerung geschieht mit hochtonerdehaltigen Steinen (z. B. 32% Al_2O_3). Man darf hier nicht sparen, weil abgeschmolzenes Pfannenfutter leicht zu Walzrissen führen kann. Klebsandausstampfungen haben sich aus diesem Grunde nicht bewährt. Die Hintermauerung kann aus geringwertigem Mauerwerk bestehen.

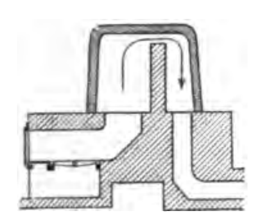


Abb. 121. Pfannentrocknen mit Kohlenfeuer. Nach einer amerikanischen Reiseskizze des Verfassers.

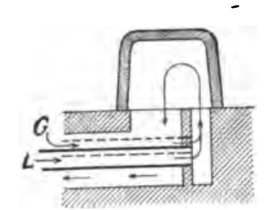


Abb. 122. Pfannentrockenapparat von Widekind (Technisches Büro in Düsseldorf), mit Generatorgas geheizt. Die abziehenden Verbrennungsgase wärmen die Verbrennungsluft vor. Auch bei Koksfeuerung wendet Widekind die Luftvorwärmung in derselben Weise an. (Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 1982.)

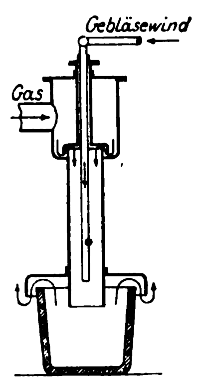


Abb. 123. Pfannentrockenapparat von John Fritz, mit Generatorgas und Gebläsewind betrieben. (Stahl und Eisen, 1882, S. 54.)

Die Haltbarkeit des Futters beträgt etwa 20—25 Schmelzen beim basischen Flußeisen[1]). Stopfenköpfe und Umkleidungen, sowie Lochsteine halten nur einen Guß aus[2]).

Die Bemessung des Gießlochdurchmessers (meist 22 mm) muß darauf Rücksicht nehmen, daß beim Gießen die Öffnung größer wird[3]).

Das Ausmauern und Trocknen der Pfannen geschieht in besonderen Räumen. Das letztere wird mit Holz und Koks (5—6 Stunden) oder mit besonderen unmittelbar oder gasgeheizten Pfannenfeuern (Abb. 121—123) ausgeführt.

---

[1]) Malz nennt für Bessemerflußeisen bis 50 Schmelzen.

[2]) Auswechseln des Lochsteins in Teplitz unter Wasseraufgießen und nachherigem Trocknen mit Koks und Braunkohle. Stahl und Eisen, 1883, S. 212.

[3]) Talbot nennt für Martinofengüsse mit Gießpfannen von 100 t Inhalt 62 mm. Vgl. auch das Gießen von Brammen. Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 1175.

Gießkräne und Gießwagen.

Von den verschiedenen Verfahren zur Überführung der Stahlpfanne zur Gießgrube war oben S. 105 die Rede. Es kommt der hydraulische Schwenkkran, der in deutschen Werken nicht mehr im Gebrauch ist, der Gießwagen und der elektrisch betriebene Laufkran

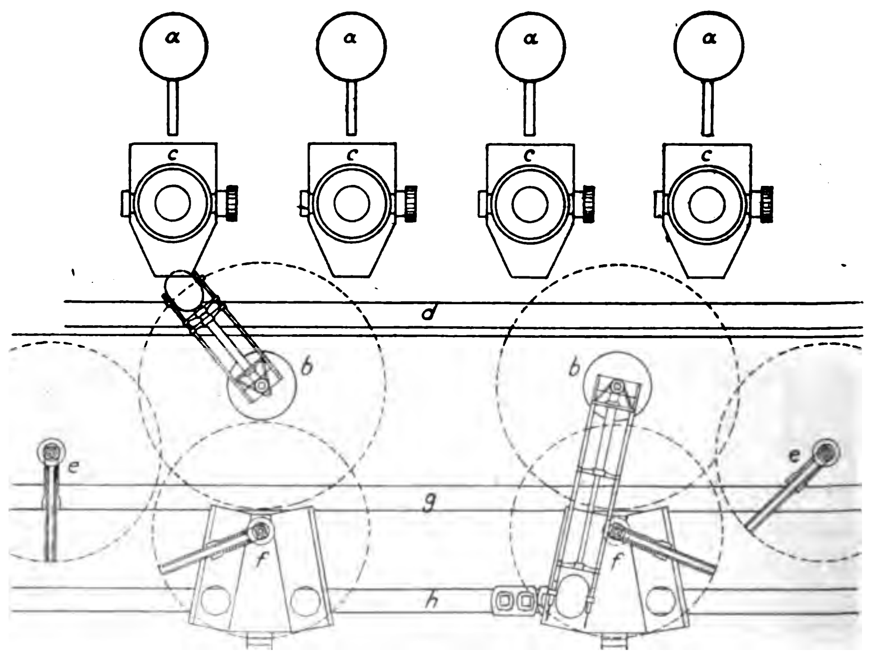


Abb. 124. Grundrißplan des Edgar Thomsonwerks bei Pittsburg. (Nach Stahl und Eisen, 1900, S. 363.) Die Konverter fassen je 15 t. Drei Konverter sind ständig im Betrieb und erzeugen bei 170 Schmelzen rund 2500 t in 24 Stunden. Der Kran *b* besitzt ausfahrbares Gestänge, er führt die Pfanne den Plattformen *f* zu und setzt die Pfanne daselbst ab. Hier übernehmen die Drehkräne die Gießarbeit, während die Kräne *b* wieder zu den Konvertern zurückkehren.

(meist mit Führungsgerüsten), zuweilen die beiden letztgenannten gemeinschaftlich, in Frage (vgl. die Abbildungen).

Es muß hier auf einige Einzelheiten verwiesen werden:

Der hydraulische Schwenkkran wird durch die Abb. 124 und 125 gekennzeichnet.

Der Gießwagen wurde bis etwa 1900 allgemein dampfhydraulisch betrieben, in neuerer Zeit aber nur noch elektrisch-hydraulisch oder rein elektrisch, um die Vorteile des elektrischen Antriebs bei den vielen verschiedenen Einzelbewegungen auszunutzen.

Die ersten dampfhydraulischen Gießwagen (vgl. Abb. 126) besaßen eine Dampfmaschine als Fahrmotor und eine ebensolche zum Betrieb der Druckwasserpumpe. Durch Druckwasser, das oberhalb der Königssäule unter die aufgestülpte Haube

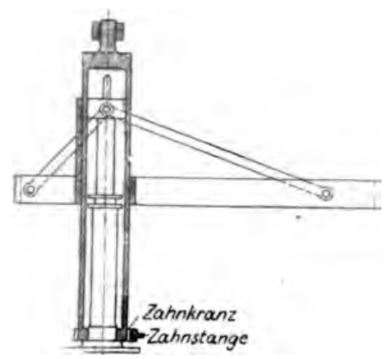


Abb. 125. Schematische Darstellung eines hydraulischen Gießkrans. Der obere Zapfen ist innerhalb der Dachkonstruktion gelagert. Die Schwenkbewegung wird durch eine hydraulisch bewegte Zahnstange ausgeführt. Zwischen den Auslegern ist die Gießpfanne eingebaut. Aus dem amerikanischen Reiseskizzenbuch des Verfassers.

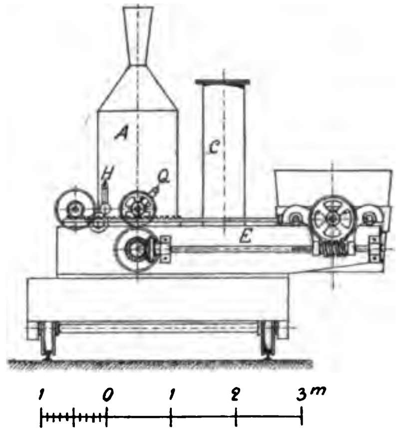


Abb. 126. Schematische Darstellung eines älteren dampfhydraulischen Gießwagens. Kessel und Dampfdruckwasserpumpe befinden sich auf der Plattform. Das Vor- und Rückwärtsfahren der Pfanne geschieht mit Hilfe der Handkurbel *H*, das Kippen der Pfanne mit Hilfe der Handkurbel *Q*. Eine mechanische Schwenkbewegung ist nicht vorhanden. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

einfließt, werden diese und die daran hängenden Pfannenträger gehoben (Abb. 127). Das Ein- und Ausfahren längs der Pfannenträger und das Kippen der Pfanne geschah durch Antrieb von Hand. Eine Schwenkbewegung der Pfannenträger hielt man für überflüssig. Das wurde allerdings anders, als man die Gießgrube so anordnete, daß man nach dem Entleeren des Konverters die Pfanne um 180° schwenken mußte. Man führte das Schwenken durch hydraulischen Kettenzug aus und fügte auch Wasserdruckzylinder zum Ein- und Ausfahren der Pfanne hinzu. Alle diese Zylinder erhielten ihr Druckwasser aus dem Raum unter der übergestülpten Haube. Diese, die daran

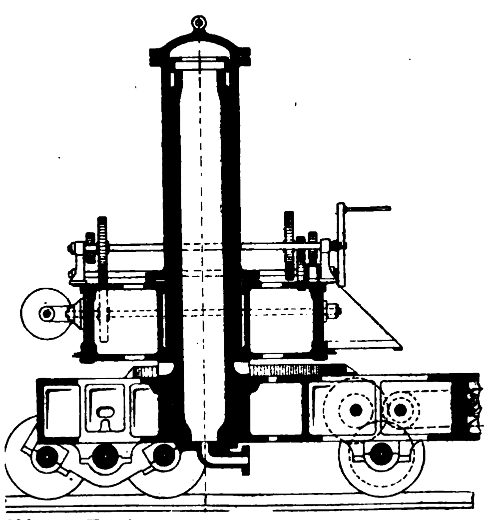


Abb. 127. Königssäule eines dampfhydraulischen Gießwagens. Der Dampfkessel ist auf der Verlängerung der Plattform rechts zu denken. (Stahl und Eisen 1907, S. 974.)

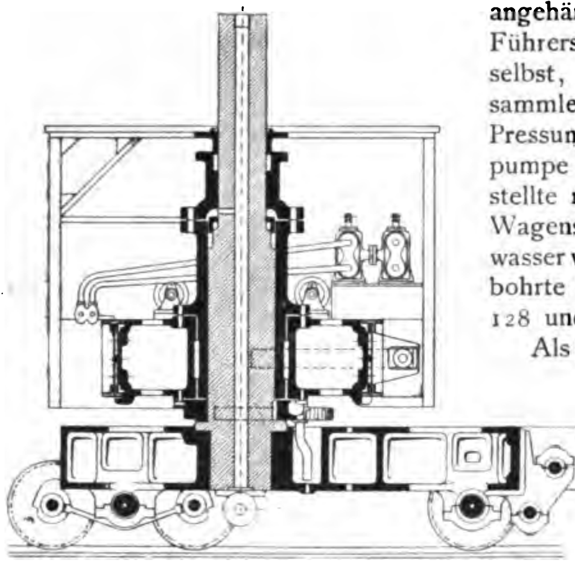


Abb. 128. Dampfhydraulischer Gießwagen mit verlängerter Königssäule. Der Dampfkessel ist auf der Verlängerung nach rechts zu denken. Alle Pfannenbewegungen erfolgen hydraulisch. Das Druckwasser wird durch die hohle Königssäule für diese Zylinder und für den Hub der Plattform selbst zugeführt. (Stahl und Eisen, 1907, S. 978.)

angehängten Träger mit dem Führerstande und die Pfanne selbst, bildeten eine Drucksammlerbelastung (bis 30 Atm Pressung). Die Druckwasserpumpe und die Fahrmaschine stellte man auf die Plattform des Wagens und führte das Druckwasser von unten durch die durchbohrte Königssäule zu [1]). (Abb. 128 und 129.)

Als man zum elektrischen Antrieb überging, hatte man viel Schwierigkeiten zu überwinden, die darin ihre Ursache hatten, daß Staub und Auswurf die Gewindeflächen und vor allem die Kontaktflächen belegten [2]). Unterirdische Stromzuführung

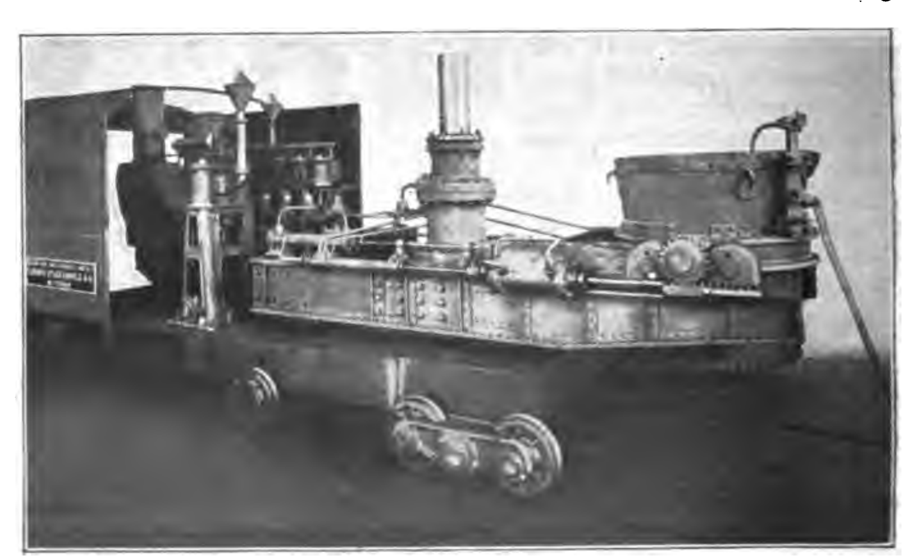


Abb. 129. Dampfhydraulischer Gießwagen mit verlängerter Königssäule (Demag).

[1]) Ein Beispiel findet der Leser in Stahl und Eisen, 1900, S. 569. (Baroper Maschinenfabrik.) Pfanneninhalt = 25 t.

[2]) Vgl. darüber Staubers Ausführungen, Stahl und Eisen, 1907, S. 971.

mußte deshalb verworfen werden, auch kam man von dem rein elektrischen Antrieb wieder zurück[1]) und führte die Hubbewegung des Pfannengerüstes hydraulisch, allerdings alles andere elektrisch aus. Auf dem Unterwagen finden nur die Fahrmotoren, auf der Plattform die Elektromotoren der Druckwasserpumpe, der Schwenkbewegung, der Pfannenverschiebung und der Pfannenkippung Platz (Abb. 130 und 131).

Die Schwenkbewegung erfordert noch einige Worte der Erläuterung: Sie geschieht, indem ein Stirnrad derart verschiebbar auf die Königs-

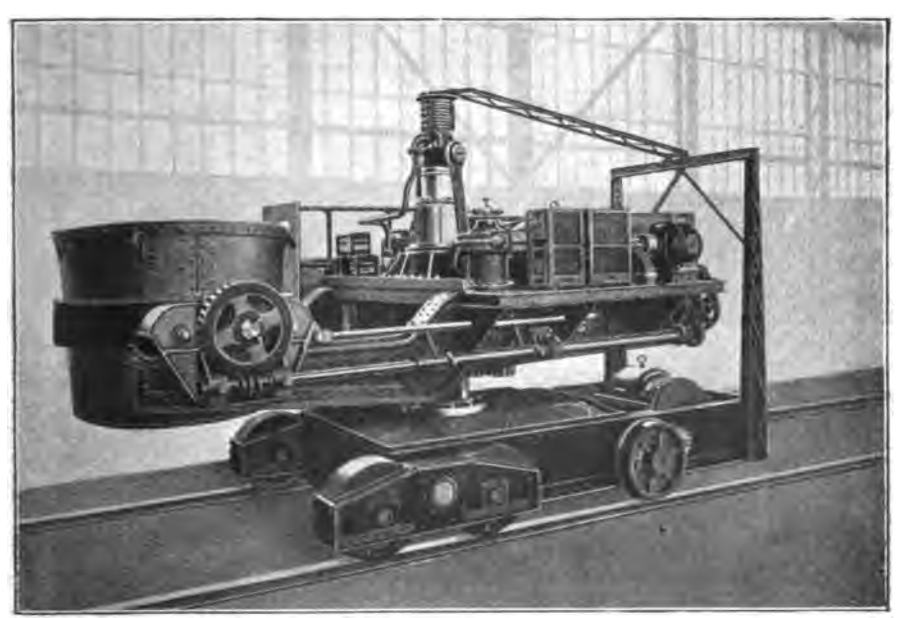


Abb. 130. Elektrisch-hydraulischer Gießwagen für einen Pfanneninhalt von 31 t (Demag).

welle aufgesetzt wird, daß es keine Drehung ausführen kann, aber beim Heben der Plattform infolge einer Kragenanordnung mitgenommen wird. In dieses Stirnrad greift ein Ritzel ein, dessen Achse in der Plattform gelagert ist. Wird dies angetrieben, so schwenkt die Plattform, indem das Ritzel abrollt. Weil eine Nut in der Königswelle sich nicht bewährte, führte man die letztere sechs- oder achtkantig aus, konnte aber dann die Haube nicht mehr unmittelbar überstülpen, sondern mußte eine Hülse einführen, die, innen der Königssäule angepaßt, außen rund war[2]).

Bei dem rein elektrischen Antrieb wandte man zum Heben der Plattform eine Schraubenspindel an. Als diese sich zu schnell abnutzte,

[1]) Ein solcher wurde zuerst von der Maschinenfabrik Tigler ausgeführt, vgl. Stahl und Eisen, 1900, S. 645. (Pfannenhub = 1,5 m.)

[2]) Stahl und Eisen, 1904, S. 1435 (Beurathe Maschinenfabrik).

ging man zur Gelenkkette über, unter Anwendung eines Kettenleitrades, das auf der nach oben verlängerten Königswelle verlagert war. Die Ketten wurden wie bei einem Kran aufgewunden und die Plattform gehoben.

Man hat auch andere Bewegungsarten empfohlen und zum Teil auch ausgeführt, u. a. das Verschieben auf schiefer Ebene [1]), auch die Lagerung der Pfanne in zwei schwingenden Armen, um nicht das ganze

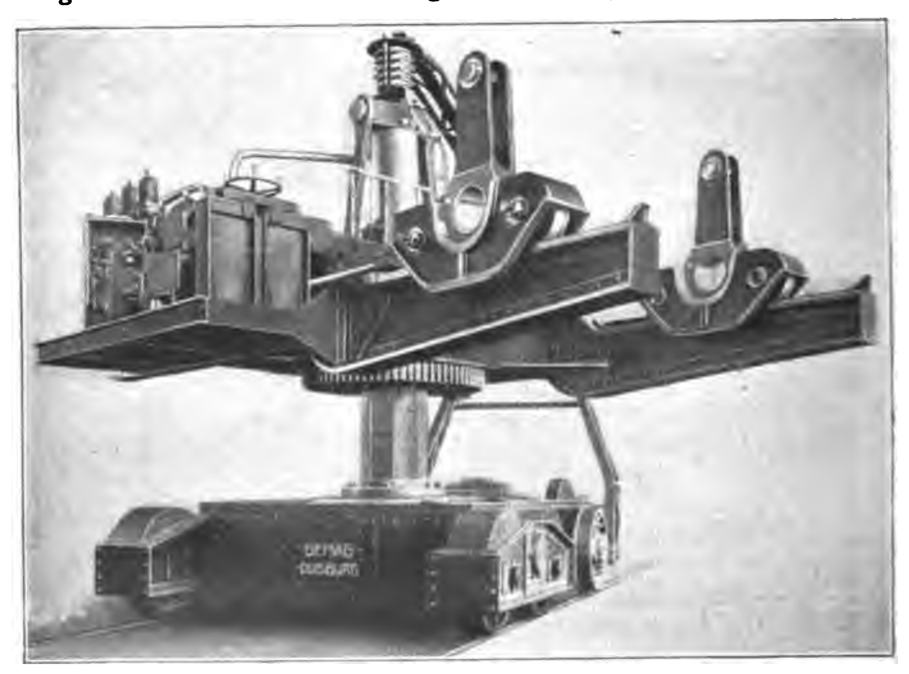


Abb. 131. Elektrisch-hydraulischer Pfannenwagen für die Gewerkschaft Deutscher Kaiser. Die Pfanne nimmt den Konverterinhalt auf; sie wird dann von einer Torgerüstkatze mit steifem Gehänge abgehoben und ihr Inhalt vergossen; inzwischen fährt der Transportwagen zurück und wird mit einer andern Pfanne besetzt. Man sieht unten die kantig ausgeführte Königssäule und den Schwenkantrieb (Demag).

Plattformgewicht gleichzeitig heben zu müssen [2]) (vgl. Abb. 132). Aber man ist meist zum hydraulischen Hub zurückgekehrt [3]). Über die Wahl des Antriebes hat Stauber in einem Vortrage gesprochen und die Betriebssicherheit und Einfachheit, auch die Wirtschaftlichkeit des hydraulichen Antriebes hervorgehoben [4]). Es liegt kein Grund vor, für die Hubbewegung davon abzugehen. Auf einem großen niederrheinischen Werke hat man

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1012.

[2]) Stahl und Eisen, 1901, S. 275 (Senssenbrenner), auch ist ein solcher Gießwagen von der Demag ausgeführt.

[3]) Vgl. neuere Ausführungen der Demag, Stahl und Eisen, 1912, S. 1737. Hier ist auch die Königssäulenanordnung und der Unterwagen usw. beschrieben.

[4]) Stahl und Eisen, 1907, S. 965.

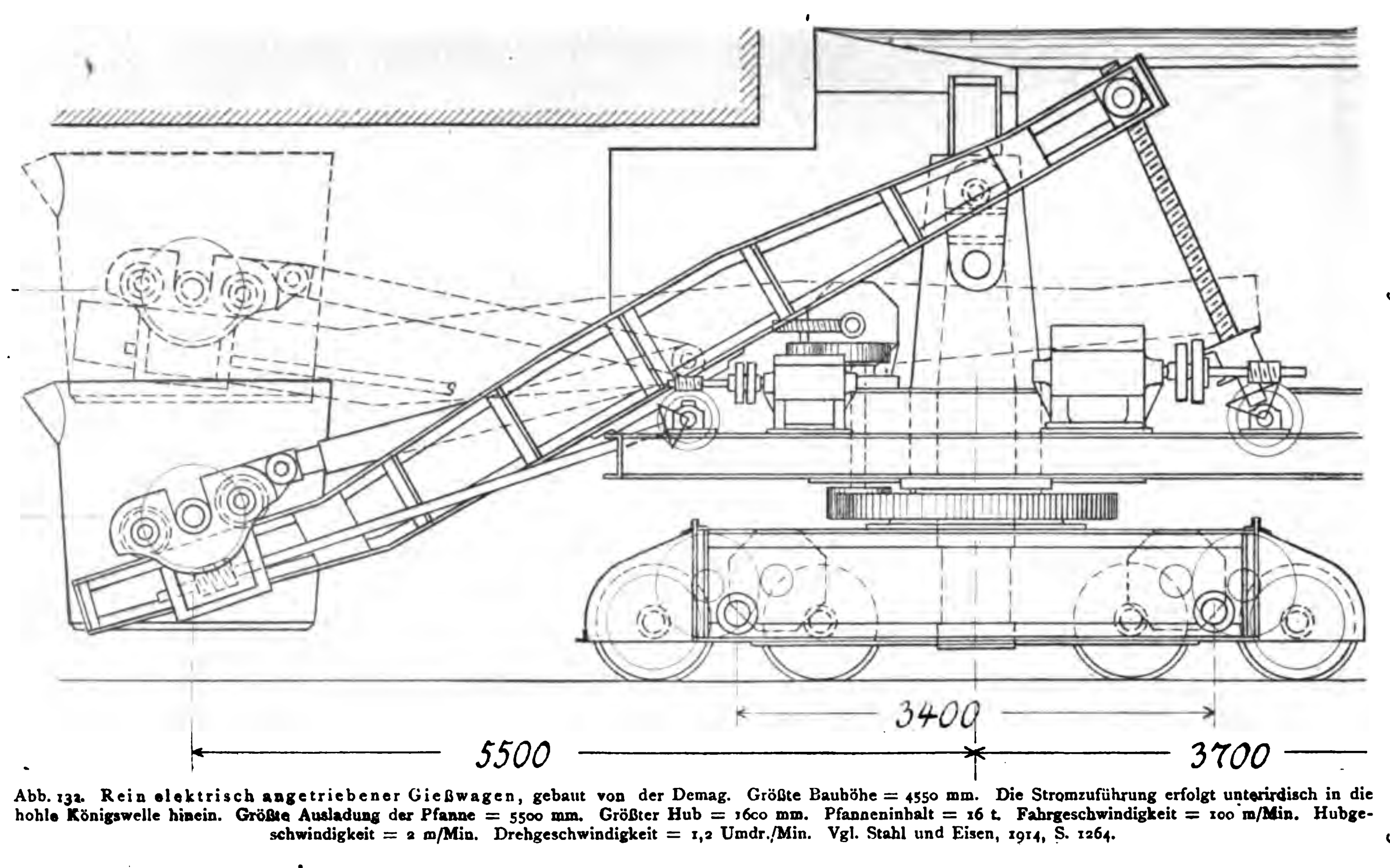


Abb. 132. **Rein elektrisch angetriebener Gießwagen**, gebaut von der Demag. Größte Bauhöhe = 4550 mm. Die Stromzuführung erfolgt unterirdisch in die hohle Königswelle hinein. Größte Ausladung der Pfanne = 5500 mm. Größter Hub = 1600 mm. Pfanneninhalt = 16 t. Fahrgeschwindigkeit = 100 m/Min. Hubgeschwindigkeit = 2 m/Min. Drehgeschwindigkeit = 1,2 Umdr./Min. Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1264.

neben Gießwagen neuerer Art alle alten hydraulischen Gießwagen bestehen lassen und ist auf diese Weise gegen Betriebsstörungen gesichert.

Abb. 133 kennzeichnet die Anordnung der Elektromotoren bei einem Gießwagen.

Gießlaufkrane haben den Vorteil, daß sie die ganze Halle beherrschen und nicht an ein Geleise gebunden sind. Sie können auch gleichzeitig das Füllen der Konverter oder der

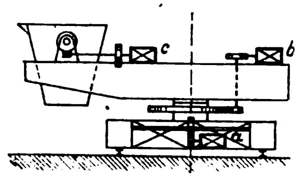


Abb. 133. Schematische Darstellung des Antriebs eines Gießwagens. *a*, *b*, *c* = Elektromotore nach Z. d. V. d. Ingenieure, 1917, S. 670 (Wintermeyer).

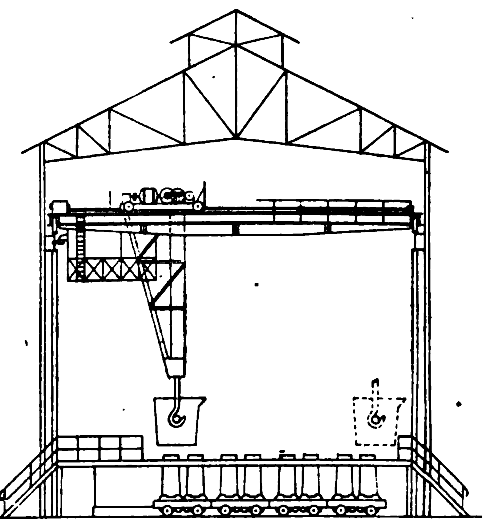


Abb. 134. Gießen mit der Pfanne an starrem Gehänge. (Vgl. Stahl und Eisen, 1904, S. 19).



Abb. 135. Gießkran mit steifem Gehänge (Demag).

Martinöfen besorgen und auch zu anderen Leistungen herangezogen werden (Abb. 134—136).



Abb. 136. Elektrischer Gießkran in Düdelingen ohne steifes Gehänge. Im Hintergrunde sieht man fahrbare Blockformen (Demag).

Daß man sie in Konverterwerken selten findet, hängt damit zusammen, daß sie eine Klappbrückenanordnung vor den Konvertern nötig machen

(vgl. S. 108), falls man nicht die Anwendung eines Gießwagens mit der eines Gießkrans verbindet [1]).

Bei Martinöfen liegt die Sache anders. Hier hat die Anwendung des elektrischen Antriebes sehr bald dazu geführt, den Gießwagen gegen den Gießlaufkran auszuwechseln. Die großen Pfanneneinsätze würden dem ersteren auch zu schwierige Aufgaben stellen. Ein Laufkran mit angehängter Säule und schwenkbarem Pfannenausleger ist beschrieben, aber noch nicht zur Anwendung gebracht [2]).

Das Gießen mit Laufkran läßt sich auch ohne Führungsgerüst für den Pfannentragbalken ausführen. Meist wird dies aber angewandt, weil das Schwenken der Pfanne lästig und zeitraubend ist. Auch läßt sich dann leicht eine Verriegelung anbringen, die die Pfanne vor Absturz bewahrt, wenn ein Seilbruch stattfindet. Sehr wichtig ist die richtige Anordnung des Führerstandes (vielfach fahrbar), um dem Führer immer ein freies Gesichtsfeld zu geben (vgl. Abb. 134—136).

Das Gießen.

Es gibt für alle Verhältnisse eine richtige Gießgeschwindigkeit, der die Ausflußmündung der Gießpfanne angepaßt werden muß. Zu langsames Gießen und auch zu schnelles Gießen befördert die Lunkerbildung. Ersteres infolge vorzeitig eintretender Erstarrung, letzteres führt zur Tutenbildung (vgl. S. 245). Abgesehen davon muß der Strahl senkrecht in die Mitte der Blockform, ohne die Wand zu berühren, eingesetzt werden und ohne Absetzen gegossen werden. Letzteres ist allerdings bei steigendem Stahl häufig nicht zu vermeiden. Über die richtige Gießtemperatur und die Maßnahmen nach dem Gießen siehe unter Erstarrungsvorgängen S. 242.

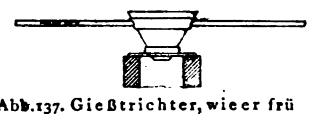


Abb. 137. Gießtrichter, wie er früher allgemein verwendet wurde.

Es sind Explosionen vorgekommen, indem beim Füllen der Gießpfanne ihr Inhalt gewaltsam herausgeschleudert wurde. Wahrscheinlich ist die in dem Mauerwerk verbliebene Feuchtigkeit die Ursache gewesen. Daß sie im Zusammenhange mit festem Ferrosiliziumzusatz aufgetreten sind, hat man auf die Gasbindung des letzteren zurückgeführt (auch giftige Gase [3]). Vgl. S. 205, Anm.).

Man trocknet das Ferrosilizium sorgfältig und gibt es erst hinzu, wenn etwa $^1/_3$ der Pfanne gefüllt ist.

[1]) Allerdings läßt sich die Pfannenbewegung beim Füllen nicht leicht mit den Anforderungen beim Gießen in Einklang bringen (vgl. Stauber, Stahl und Eisen, 1908, S. 1010).

[2]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1010.

[3]) Stahl und Eisen, 1912, S. 1344. Wahrscheinlich handelt es sich nicht um Gase, sondern um eine gewaltsam einsetzende Si-Verbrennung im gleichen Sinne, wie ja auch Thermitzusätze zum Gußeisen explosiv wegen der spontanen Al-Verbrennung auftreten.

Blockformen (Kokillen) und Gespanne.

Die letzteren treten in Anwendung, wenn »steigend« gegossen wird. Die Entscheidung über die Wahl zwischen steigendem und fallendem Guß wird verschieden gefällt. Bei ersterem hat man die Ausgaben für die Kanal- und Trichtersteine, erhöhte Arbeitslöhne für das Herrichten und Aufstellen und auch den Betrag für Umschmelzen der sogenannten Knochen und Trichterstücke in den Kauf zu nehmen.[1]) Als Vorteil kommt zur Geltung, daß keine Schlacke und sonstige Fremdkörper mit hineingelangen können, und der Guß sich ruhiger und ohne Spritzen vollzieht. Dies bedingt eine höhere Qualität und geringeren Abfall an Walzenden. Anderseits besteht beim steigenden Guß gerade die Neigung zu Schlackeneinschlüssen, weil Teile der Trichter und Kanalsteine abschmelzen.[2])

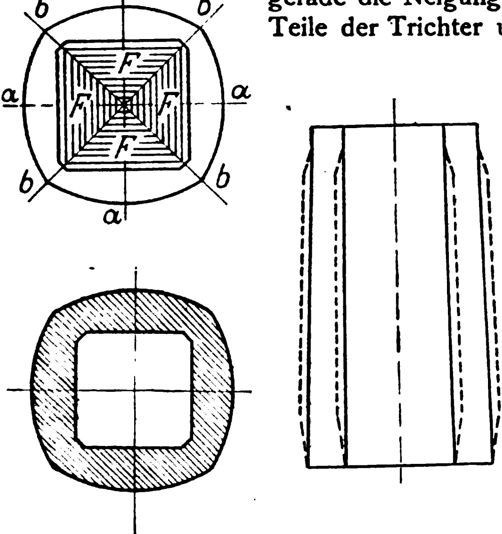


Abb. 138. Querschnitt und Längsschnitt von Blockformen, vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 139. Im Längsschnitt sieht man die Ausbauchung der Wände durch die punktierten Linien in übertriebener Weise angedeutet.

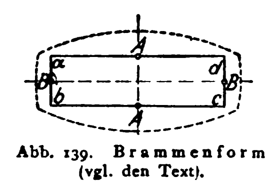


Abb. 139. Brammenform (vgl. den Text).

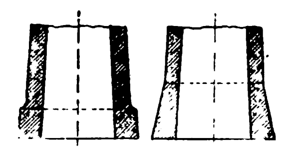


Abb. 139a. Verstärkung des Fußes bei Blockformen.

Einige allgemeine Regeln sollen hier genannt werden:

Qualitätsmaterial wird, wenn nicht zwingende Gründe dagegen sprechen, steigend gegossen. Da der Martinofen meist nur Qualitätsmaterial erzeugt, so gilt dies allgemein für Martinflußeisen. Ebenso gilt es auch für Brammen. Steigenden Guß kann man aber nicht bei hartem und dickflüssigem Stahl anwenden. Der erstere erstarrt zu schnell, der letztere steigt zu langsam (z. B. hochsiliziertes Flußeisen).

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 1373.

[2]) Über solche Schlackeneinschlüsse vgl. Pacher Stahl und Eisen, 1912, S. 1647.

Ist das Flußeisen **stark abgekühlt**, so kann man es nur fallend gießen. Man geht daher, auch wenn man steigend gießt, am Schluß oft zum fallenden Guß über.

Schienenblöcke werden steigend und fallend gegossen. Die Ansichten sind darüber verschieden. Ebenso ist zu erwähnen, daß viele Thomas-

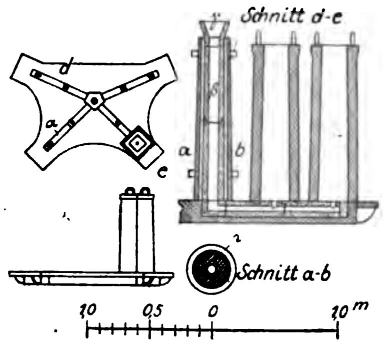
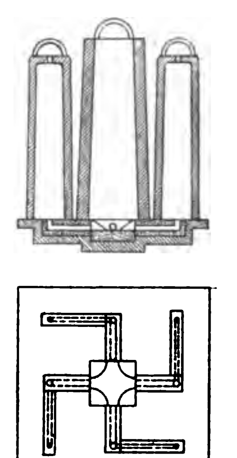


Abb. 140. **Gespann für Blöcke aus den 80er Jahren.** Man sieht die Trichter- und Kanalröhren. Das gußeißerne Trichterrohr besteht aus zwei Hälften, die durch Ringe verklammert werden. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.



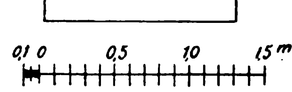


Abb. 141. **Gespann mit acht geschlossenen und einer offenen Blockform.** Man sieht den Mittelstein und die Kanalsteine. Die Mittelblockform wurde nach dem Guß verklammert. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

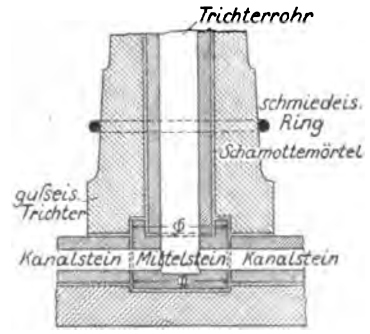


Abb. 142. **Einzelheiten beim Trichterrohr und Mittelstein eines Gespanns** (vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1573). Die Abbildung kennzeichnet Sicherungsmaßnahmen gegen Durchbrüche.

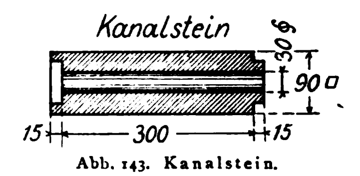


Abb. 143. **Kanalstein.**

stahlwerke alles steigend gießen, andere alles fallend, mit Ausnahme von Brammen [1]).

Kleine Blöcke kann man im Thomas- und Martinbetriebe schon deshalb nur steigend gießen, weil der Guß im anderen Falle zu lange dauern würde.

[1]) **Genzmer** ist bei 4000 kg schweren Blöcken zu dem Urteil gelangt, daß der steigende Guß im Endergebnis doch etwas billiger ist. Er nennt auch Geldwerte. (Stahl und Eisen, 1911, S. 1373.)

Nachdem man überall zur Anlage schwerer Blockwalzwerke übergegangen ist, hat die Anwendung steigenden Gusses insofern eine Beschränkung erfahren, als das Gießen kleiner Blöcke dadurch auf Sondererzeugnisse beschränkt wird. In den Vereinigten Staaten gießt man nicht einmal Brammen, sondern nur Blöcke, denen man durch besondere Walzverfahren (Slabing mill) die geeignete Form gibt.

Schmiede- und Panzerplattenblöcke gießt man fallend.

Über die Abmessungen und Gestalt der Blockformen, Gespanne und Flußplatten geben die Abb. 138—150 Aufschluß. Als Baustoff kommt Gußeisen in Frage, abgesehen von Blockformen, die man neuerdings auch mit gutem Erfolg aus Stahlformguß herstellt. (Mittelhartes Thomasflußeisen mit 50 kg Festigkeit hat sich am besten bewährt [1]). Für Brammenformen hat sich Stahlformguß nicht bewährt, weil ein starkes Verziehen eintritt.

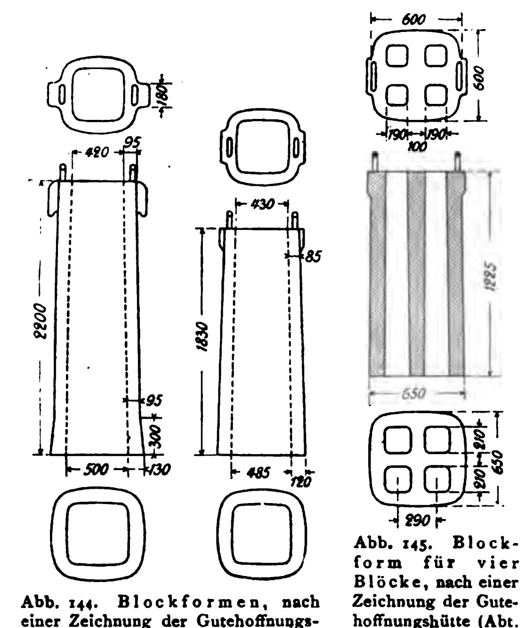


Abb. 144. Blockformen, nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte (Abt. Sterkrade).

Abb. 145. Blockform für vier Blöcke, nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte (Abt. Sterkrade).

Das Gußeisen muß besondere Zusammensetzung haben. Vor allem muß es P-, (unter 0,1 % und weniger) Cu-, As- und S-arm sein. Über den Mn-Gehalt sind die Ansichten verschieden. Manche Werke u. a. die Kruppschen fordern einen niedrigen Mn-Gehalt (höchstens 0,4 Mn) andere haben bei dem Mn-Gehalt, wie ihn das handelsübliche Hämatit einträgt, gute Erfahrungen gemacht. Si-Gehalt = 1,5—2,0 % [2]).

Im Allgemeinen ist das Gewicht der Blockformen gleich dem der darin abgegossenen Blöcke.

---

[1]) Das Rombacher Werk ging in dieser Richtung voran. Später folgte u. a. Völklingen. Solche Blockformen halten bis zu 704 Güsse aus, gegenüber gußeisernen Blockformen mit nur 100 Güssen. Das daselbst geübte Formverfahren ist beschrieben. Vgl. Amende, Stahl und Eisen, 1913, S. 491 und 1638. Thiele (Stahl und Eisen, 1911, S. 1286), nennt 250 Güsse gegenüber 125—140 Güssen bei Gußeisen.

[2]) Vgl. das Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei des Verfassers, auch Stahl und Eisen, 1899, S. 10, und 1903, S. 375 (Blockformen aus Holzkohlenroheisen), ebenda 1907, S. 137.

Über Querschnitt und Längsschnitt von Block- und Brammenformen sei gesagt, daß die Wandstärke da am größten sein muß, wo die größte Wärmeabgabe stattfindet, d. i. in der Mitte der Seiten (vgl. die Abb. 138 und 139). Würde man diese Verstärkung nicht geben, so würden sich die Wände infolge der Erwärmung wölben, so daß zwischen Block und Blockformwand ein segmentartiger Spalt erscheint [1]).

Beobachtet man eine Blockform nach dem Guß im Dunkeln, so leuchtet sie in der Mitte der Seiten und in der mittleren Höhe am meisten. Demnach müßte man auch die Wandstärken in der mittleren Höhe verstärken; dies ist aber nicht angängig. Man muß im Gegenteil am Fuß eine ausreichende Verstärkung und am Kopf eine Verstärkung für die Aufnahmen der Ohren schaffen [2]) (vgl. Abb. 139a und 144).

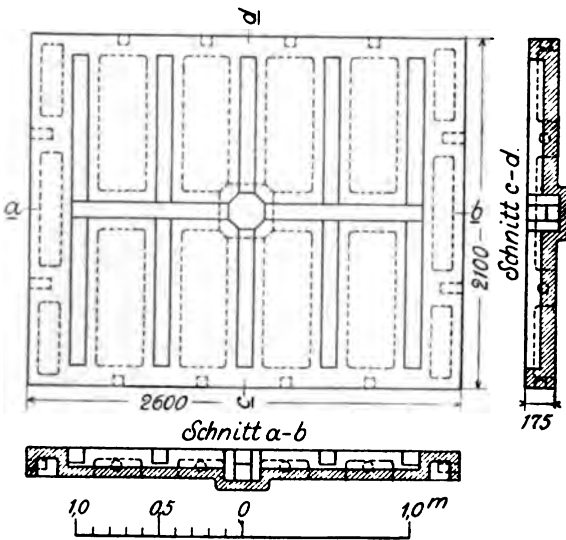


Abb. 146. Gespannplatte nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte in Sterkrade. Die Platte ist mit Aussparungen gegossen. An den Giebelseiten sieht man eingegossene Löcher, um Dorne behufs Krantransport einzusetzen.

Die Ansicht, daß runder Querschnitt oder starke Abrundung am besten gegen Rißbildung bei den Blöcken schütze, ist irrig. Gerade das Gegenteil ist der Fall. Man bricht daher die Ecken, aber rundet sie nicht stark ab. Bei Schmiedeblöcken wendet man einen polygonalen Querschnitt mit eingebogenen Seiten an (vgl. daselbst).

Muß man schwere kreisrunde Blöcke gießen, so kleidet man die kreisrunde Blockform mit feuerfester Masse aus, in die man faßdaubenartig Eisenstäbe einsetzt [3]).

[1]) Die Wandstärken schwanken von 50 m/m (60), bei Blöcken von 350 kg bis 165 m/m (180), bei solchen von 13000 kg. Die eingeklammerten Zahlen sind in der Mitte der Querschnittseiten abgegriffen. Stahl und Eisen, 1899, S. 13.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 375. Gerade am Fußende reißen die Blockformen ohne eine solche Verstärkung leicht.

[3]) Stahl und Eisen, 1907, S. 137 und 1916, S. 1277.

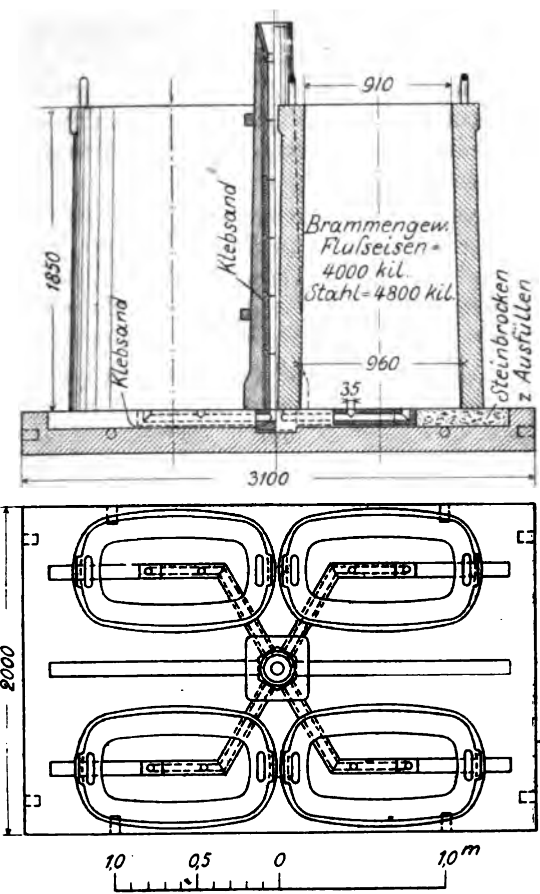


Abb. 147. Brammengespann mit Trichter nach einer Zeichnung des Stahlwerks Schulz-Knaudt in Huckingen.

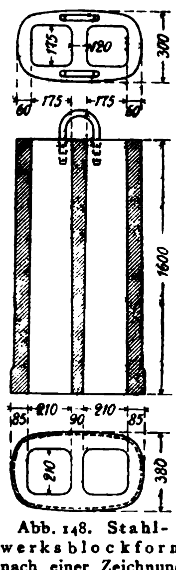


Abb. 148. Stahlwerksblockform nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte Abt. Sterkrade

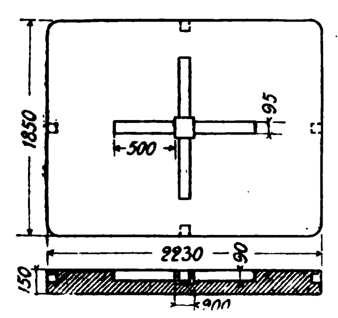


Abb. 150. Gespannplatte nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte in Sterkrade.

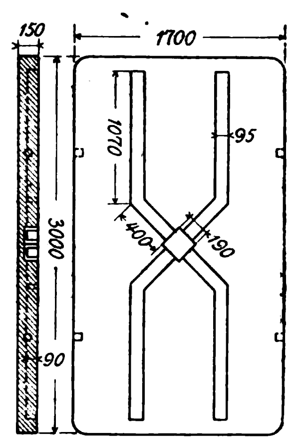


Abb. 149 und 150. Gespannplatte nach einer Zeichnung der Gutehoffnungshütte. Abt. Sterkrade.

Ein Verziehen der Blockform muß man in den Kauf nehmen [1]). Es tritt bei gußeisernen Blockformen besonders stark nach den ersten Güssen auf. Blöcke in neuen Blockformen sind immer leichter als solche in stark gebrauchten. Die Ausbauchung (Abb. 138), die beim Abziehen der Blockform hinderlich ist, muß man durch eine Verjüngung des Blocks ausgleichen. Man gibt je nach der Länge 2—3 %.

Sehr wichtig ist für die Lebensdauer der Blockformen die Behandlung beim Guß und nach dem Guß. Ein Teeren hat sich gut bewährt. Einige Werke nehmen auch gemahlene Waschberge (stark kohlehaltig), mit Ton und Melasse gemischt. Graphitschwärze ist für den gewöhnlichen Gebrauch zu teuer, aber für große Schmiedeblöcke nicht zu umgehen.

Der Gußstrahl darf nicht die Blockformwand treffen. Dies gilt auch gerade für steigenden Guß, wo ein Fehler beim Einlegen der Kanalsteine oder Aufsetzen der Blockformen dazu führen kann [2]).

Um ein starkes Abschmelzen der Untersätze durch den fallenden Strahl zu verhüten, wirft man einen Ball von Holzwolle vor dem Guß hinein [3]).

Sobald der Block soweit erkaltet ist, daß man die Blockformen abziehen kann, geschieht dies. Die Blockform muß dann Zeit zum Abkühlen (mindestens 10 Stunden) haben. Um dies zu beschleunigen, wendet man Wasserkühlung an, darf aber nicht spritzen, weil dies eine sehr ungleich verteilte Kühlung mit sich bringt, sondern muß die Blockform in einem Sumpf vollständig untertauchen und darin vollständig abkühlen lassen [4]). Noch besser scheint das Abkühlenlassen auf einem Schienenrost zu sein, der den Luftzutritt von unten ermöglicht. Auch Preßluft ist zur Beschleunigung der Abkühlung mit Erfolg angewandt [5]).

Blockformen, die in ihren Vertiefungen und Rissen noch Feuchtigkeit zurückhalten, können veranlassen, daß der Stahl beim Gießen steigt.

Die Haltbarkeit der Blockformen wird sehr verschieden angegeben. Meist hört man für gußeiserne Blockformen 80—120 Güsse nennen. Sie kann aber auch bis auf 160 Güsse steigen. Bei solchen aus Stahlformguß mehr.

Meist kennzeichnet man den Verbrauch an Blockformen durch Vergleich mit dem ausgebrachten Blockgewicht; z. B. 0,9 % des ausgebrachten Blockgewichts.

---

1) Durch den Temperaturwechsel und die wiederholte Beanspruchung des Gußeisens über seine Elastizitätsgrenze tritt eine bleibende Gefügeänderung ein, die ein Wachsen bedingt. Vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers unter »bleibender Ausdehnung.« Vgl. auch Stahl und Eisen, 1907, S. 137.

2) Vgl. auch Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 1174.

3) Dudley berichtet (Stahl und Eisen, 1909, S. 1416), daß die Untersatzplatten der Blockformen oft 13—18 kg nach 100—120 Güssen verloren hätten. Dieses Auflösen von Gußeisen im Stahl ergab streifige und vielfach schlechte Schienenblöcke.

4) Stahl und Eisen, 1903, S. 375 und 1907, S. 137.

5) Stahl und Eisen, 1911, S. 1286 und ebenda 1913, S. 491 und 1638.



Aufbauten für die Blockformen aus feuerfestem Baustoff dienen dazu, den Lunker durch Heißhalten des Kopfes zu verkleinern. Sie kamen bisher nur bei Schmiedeblöcken und für Tiegel- und Elektrostahl in Betracht (siehe daselbst); es sind aber neuerdings auch Versuche bei anderem Material im Gange, bei denen Blockformen verwendet werden, die oben eine Auskleidung aus feuerfester Masse aufnehmen. Schmiedeblöcke werden uns beim Martinofen noch beschäftigen. Dasselbe gilt von Radreifenblöcken und gegossenen Scheiben für Eisenbahnwagenräder.

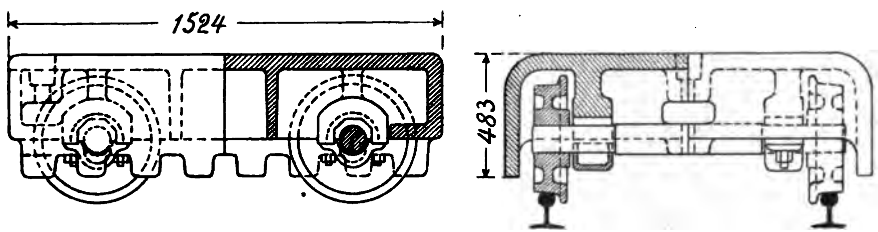


Abb. 151. Wagen für fahrbare Blockformen. Räder und Achsbüchsen sind gut geschützt. Die Verzahnung am unteren Rande dient dem Eingriff der Finger der Kolbenstangen eines hydraulischen Zylinders, der beim Vorschub in Wirksamkeit tritt. Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 105 und auch Abb. 156.

Um einige Blockgewichte für Konverterflußeisen zu nennen, seien hier die folgenden Angaben eingefügt:

286 □ 800—900 kg für die Mittelstrecke
494 □ 2 800 » } für die Blockstrecke
520 □ 3 300 » }
Brammengespann = 12 Brammen von je 750 kg.

Andere Werke bevorzugen 4000—4200 kg und 6000 kg (620 m/m □ unten, 520 m/m □ oben) als schwere Blöcke für die Blockstrecke. Jedoch ist die letztgenannte Zahl eine Ausnahme, soweit deutsche Verhältnisse gelten. Die schweren breitflanschigen Träger erfordern Blöcke von bis zu 8 t. Schmiedeblöcke und Panzerplattenbrammen (bis 80 t) gehen naturgemäß weit über diese Zahlen hinaus. Bei Schienenblöcken pflegt man nicht über 4000 kg hinauszugehen. Hartstahl vergießt man zu kleineren Blöcken.

Andere Werke nennen 2,5 t, höchstens 3,0 t als richtiges Blockgewicht. Andernfalls fände zu starke Seigerung statt.

Man hütet sich, das Gewicht allzuhoch werden zu lassen, auch da, wo das Blockwalzwerk dies erlauben würde, weil der Vorteil des geringeren Walzendenabfalls und der Lohnersparnisse nur durch ungleichmäßige Verteilung der Eisenbegleiter und durch große Lunker im Block erkauft wird.

Zwischen Blockhöhe und Querschnitt besteht naturgemäß eine Beziehung, die allerdings noch nicht durch wissenschaftliche Forschungen festgelegt ist. Sie findet in der Abb. 138—150, auf Grund von Erfahrungsmaßgaben ihren Ausdruck.

Eine übermäßig niedrige Blockform würde den Lunker bis in die untere Hälfte des Blockes hinein verlegen, eine übermäßig hohe Blockform würde den Lunker nicht oben im Kopfe, sondern in der Mitte entstehen lassen, wie es bei einem zu schwach bemessenen, verlorenen Kopf bei einer Walze oder einem Dampfzylinder der Fall ist.

Während des ersten Verlaufs des Gießens findet die Probenahme statt. Bevor das Auswalzen beginnt, muß die Analyse fertig sein.

Einen Wagen für fahrbare Blockformen zeigt Abb. 151.

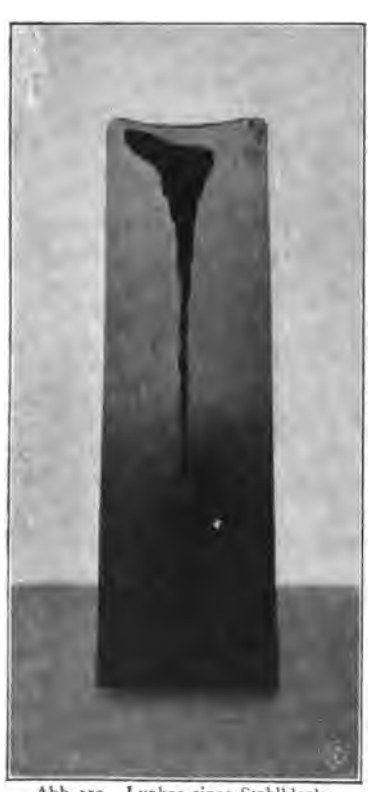


Abb. 152. Lunker eines Stahlblocks. (Stahl und Eisen.)

Die Erstarrungsvorgänge.

Sie bedingen besondere Beachtung beim Gießen, weil die Wahl der richtigen Temperatur, das rechtzeitige Geben des Aluminiums und die Maßnahmen unmittelbar nach dem Guß durch sie bestimmt werden.

Wir haben es mit Gasentwicklung und mit dem Lunkern zu tun. Von der ersteren war weiter oben bei der Desoxydation die Rede. Vom letzteren bisher noch nicht.

Ein Lunker[1]) entsteht dadurch, daß das flüssige Eisen bei der Erstarrung eine sprungweise Volumenverminderung erfährt. Würde die Erstarrung gleichmäßig durch die ganze flüssige Masse hindurch plötzlich vor sich gehen, so würde nur der Flüssigkeitsspiegel sinken und der Vorgang nur durch die Verkürzung des Höhenmaßes in Erscheinung treten. So geht die Erstarrung aber nicht vor sich. Es bildet sich am Umfange eine Kruste nach der anderen. Jedesmal geht damit eine Volumenverminderung einher, die aus dem flüssigen Vorrat in der Mitte ausgeglichen wird. Schließlich ist aber der letztere aufgebraucht; dann entsteht ein Hohlraum, der eigentlich genau im mittleren Teile, überall in gleichem Abstande von der Außenfläche auftreten müßte. Da aber der flüssige Inhalt nach unten strebt, erscheint der Hohlraum im oberen Teile (Abb. 152).

[1]) Diese Deutung des Lunkervorganges hat der Verfasser in einer Abhandlung in Stahl und Eisen, 1911, S. 673 entwickelt und dabei auch die Deutung von Ledebur und anderseits von West widerlegt. Vgl. auch das Gießereilehrbuch des Verfassers und Canaris: Über den Einfluß des Gießens, Stahl und Eisen, 1912, S. 1174.

Man kann hier einwenden, daß die äußeren Maße des Blockes beim Abkühlen verkürzt werden, und dadurch eine Volumenverminderung geschieht, die die obenerwähnte ausgleichen kann. Die hier folgende Berechnung lehrt aber, daß sie nur zum Teil diese Aufgabe erfüllt:

Das Volumengewicht des Stahlformgusses sei zu 7,77 ermittelt, das Volumengewicht des flüssigen Flußeisens zu 6,9. Der lineare Schwindungskoeffizient zu 1,8%. Es ist klar, daß infolge der Schwindung das Volumengewicht zunehmen muß. Ein Würfel von 100 mm Seitenlänge verringert sein Volumen um 5,3%, wenn die Kantenlänge um 1,8% schwindet. Um soviel müßte sich das Volumen des flüssigen und festen Stahls unterscheiden. Der Unterschied ist aber viel größer: 7,77—6,9 = 0,87 = 12,6%. Es bleiben demnach 12,6—5,3 = 7,3% übrig. Es müßte also ein Hohlraum entstehen, der 7,3% des Gußstückvolumens ausmacht, wenn nicht Flußeisen nachfließen würde. Man muß demnach mit einer Schrumpfung von 7,3% rechnen. Dies ist das theoretische Schrumpfmaß, das nicht immer gleich ist. So hat z. B. der Si-Gehalt großen Einfluß[1]).

Der Verfasser unterscheidet zwischen Schwinden und Schrumpfen. Beides bedeutet eine Volumenverminderung, ersteres im festen, letzteres beim Übergang vom flüssigen in den festen Zustand. Diese Unterscheidung ist zweckdienlich, schon um festzustellen, daß hohes Schwindmaß durchaus nicht hohes Schrumpfmaß zur Folge zu haben braucht und umgekehrt. Abgesehen davon muß man eine sprunghafte Volumenverminderung annehmen. Flüssiges Eisen schwindet, dann erfolgt ein starker Sprung beim Erstarren, festes Eisen setzt dann die Schwindung fort. Ohne einen solchen Sprung gäbe es keinen Hohlraum; es würde die erstarrte Kruste in gleicher Weise ihre Abmessungen verkürzen wie der flüssige Inhalt.

Treten während des Nachfließens von oben Gase in den Hohlraum ein, so verhindern sie die regelrechte Ausfüllung. Es entsteht am unteren Ende schwammiges Gefüge, das bei einem Längsschnitt des Blockes in Erscheinung tritt.

Noch eine andere Beziehung besteht zwischen Gasausscheidung und Lunkern: Die austretenden Gase durchbrechen die Oberfläche und verhindern, daß die Zuflußkanäle zum Lunkerhohlraum zufrieren. So kommt es, daß unter günstigen Umständen überhaupt kein Lunker erscheint.

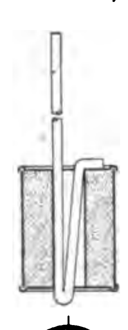
Je heißer man gießt, um so größer wird der Lunkerraum. In gleicher Weise wirkt erfahrungsgemäß ein Zusatz von Aluminium und Silizium.

Anderseits kann man auch durch diese 3 Hilfsmittel der Entstehung des Lunkerhohlraums entgegenwirken, weil sie ein Hilfsmittel an die Hand geben, um heißen flüssigen Stahl im Kopf aufzuspeichern. Der scheinbare Widerspruch schwindet, wenn man diese Maßnahmen in

[1]) Bei Gußeisen bestehen bezeichnenderweise sehr große Unterschiede. Phosphorarmes Gußeisen bedarf unter Umständen keinen Steiger, weil sein Schrumpfmaß klein ist.

begrenztem Umfange und nur dann anwendet, wenn einer vorzeitigen Erstarrung vorgebeugt werden soll.

Als weitere Hilfsmittel sind zu nennen: Richtige Gießtemperatur (nicht zu heiß und nicht zu kalt). Steigender Guß. Das Auskleiden der Blockform am Kopfende mit Schamotte, das Geben von Thermit (Abb. 153), um seine Wärmewirkung auszunutzen[1]). Das nachträgliche Heizen des Kopfes der Blockform. Ein nachträgliches Pressen des Blocks (Harmetverfahren). Das Gießen von nach unten verjüngten Blockformen[2]). Von allen diesen Verfahren wird bei Schmiedeblöcken, auch bei Tiegel- und Elektrostahl ausführlicher die Rede sein.



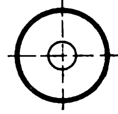


Abb. 153. Blechbüchse, mit Thermit gefüllt, die in die gefüllte Brammenform hineingestoßen wird. Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 303. Das Hineinstoßen der Büchse findet erst statt, nachdem sich eine ansehnliche Kruste gebildet hat.

Gasblasen erscheinen beim Durchschneiden in jedem Block. Es kommt aber auf ihren Umfang und ihren Abstand von der Umfangslinie an. Ist letzterer klein, so spricht man von Randblasen. Diese sind insofern gefährlich, als sie beim Walzen und Schmieden aufreißen und der Luft Zutritt geben. Die Fläche überzieht sich dann mit Fe_3O_4, das sich als Fremdkörper einlagert[3]). Dieser Übelstand tritt naturgemäß bei hartem Flußeisen viel stärker hervor wie bei weichem, wo gute Schweißfähigkeit besteht.

Kragenbildung beobachtet man bei Blöcken, die nach dem Guß die Oberfläche stark sinken lassen. Am Rande der Blockform hat sich dabei eine erstarrte Kruste gebildet. Walzt man die Blöcke aus, so erhält man hohle Knüppel, falls man nicht am Kopfende mehr abschneidet, wie sonst üblich ist. Knospen- und blumenkohlartige Gebilde entstehen unter Spratzen auf der ruhig erstarrten Oberfläche, infolge von Gasentbindung im Inneren. Es geschieht dasselbe wie bei spratzendem Silber. Unter den hornartigen Auswüchsen sind naturgemäß Hohlräume vorhanden. Anderseits wirkt das Aufbrechen der erstarrten Oberfläche in obengenannter Weise lunkerverkleinernd ein. Vielfach entsteht dann überhaupt kein Lunker.

Saugtrichter- oder Tutenbildung ist eine Folge starken Lunkerns, wobei die Oberfläche über dem Hohlraum einbricht. Gerade bei zuviel Si und Al tritt sie in Erscheinung, im Zusammenhange damit, daß die Oxydationserzeugnisse SiO_2 und Al_2O_3 eine Dickflüssigkeit bewirken, die das regelrechte Nachfließen hemmt. Solche Saugtrichter bedingen naturgemäß sehr starken Abfall.

[1]) Thermit ist ein Gemisch von Fe_2O_3 und Al, im Sinne der stark exothermen Reaktion $Fe_2O_3 + Al_2 = Al_2O_3 + Fe_2$ abgewogen. Vgl. Abb. 153 und Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 1175.

[2]) Stahlwerkskommission 1920.

[3]) Vgl. auch Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 1266.

Nach dieser Kennzeichnung kehren wir zu den Erscheinungen beim Gießen zurück.

Es gibt 3 Fälle: Die Blöcke steigen, stehen und fallen[1]). Das letztere ist infolge des Schrumpfens das naturgemäße. Es kommt aber selten vor. Die beiden anderen Fälle lassen auf die Hebearbeit der Gase schließen.

Gießt man weiches Flußeisen, so kennzeichnet sich der Einfluß der Temperatur wie folgt:

Bei zu hoher Temperatur fällt die Oberfläche, kein Lunker, Kragenbildung.

Bei zu niedriger Temperatur glatte Oberfläche, ein mäßiger Lunker, aber Randblasen.

Bei mittlerer Temperatur gilt dasselbe, nur fehlen die Randblasen und der Lunker wird wegen seines Umfangs sehr gefährlich. Die Erklärung liegt darin, daß die Temperaturhöhe den Lunker vergrößert; andrerseits aber nicht ausreicht, um ein regelrechtes Nachfließen zu ermöglichen. Man tut also besser, entweder sehr heiß oder kalt zu gießen und den mittleren Fall zu meiden.

Weiches Flußeisen, das mit sehr kalkiger steifer Schlacke bedeckt ist, neigt zur Dickflüssigkeit und zum Steigen.

Ist dem Flußeisen nicht die nötige Zeit zum Abstehen gegeben, so fängt auch das ruhig vergoßene und glatt erstarrte Flußeisen an, blumenkohlartige Gebilde aufzuwerfen und zu steigen[2]). Infolge der Unruhe kommt es nicht zur Lunkerbildung, aber die Hohlräume im Kopf erhöhen den Abfall (+ 1%).

Sehr weiche und anderseits harte Schmelzen neigen weniger zum Steigen wie mittelharte.

Steigender Guß ist ein Hilfsmittel, wenn man ein Steigen befürchtet. Schlecht desoxydiertes Flußeisen läßt sich aber dabei schlecht vergießen. Der Einguß zieht nicht. Dann hilft ein Stückchen Aluminium oder auch etwas Ferrosiliziumpulver, in den Trichter geworfen.

Bei hartem Flußeisen und Stahl erreicht man vollständige Ruhe bei einem Gehalt von 0,25% Si, ausreichende Desoxydation mit Mn vorausgesetzt.

Meist gibt man aber nicht so viel Si (etwa 0,08%) und erfährt dann ein oben gekennzeichnetes Aufbrechen der Oberfläche infolge von Gasausbrüchen.

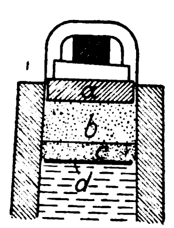
Man hilft sich durch Setzen von Al in kleinen Stücken (nur bei steigenden Blöcken). Es muß aber der Zeitpunkt vom Gießmeister richtig eingehalten werden, damit die verflüssigende Wirkung gerade

[1]) Fallen ist bei weichem Flußeisen beobachtet, wenn es zu heiß fertig gemacht ist, auch bei zu hohem Mn-Gehalt des Roheisens, auch bei überblasenen Schmelzen (Stahl und Eisen, 1916, S. 1113).

[2]) Dieses Steigen kann auch mit nassen Blockformen zusammenhängen (Feuchtigkeit in Rissen), auch mit zu heißem Gießen.

dann einsetzt, wenn die Oberfläche vorzeitig erstarren will. Es darf auch nicht zu viel gesetzt werden. Höchstens 0,04%. Ob der Zusatz in der Pfanne oder in der Blockform erfolgt, hängt von den Umständen ab. Mitunter genügt ein ganz geringer Zusatz in den im Erstarren begriffenen Kopf des Blockes, z. B. 10 gr auf 1000 kg[1]). Ein anderes Hilfsmittel ist das Auflegen von Deckeln (angewärmt). Dadurch wird das Erstarren der Oberfläche beschleunigt und die Kruste verstärkt. Sie schließt nunmehr das flüssige Innere auf allen Seiten ein und verhindert den Austritt der Gase in gleichem Sinne wie eine verkorkte Flasche, die Sekt enthält. Solche Deckel fertigt man aus Blech oder auch Gußeisen.

Früher benutzte man auch oben bis auf eine kleine Öffnung geschlossene Blockformen, die steigend gefüllt wurden. Auch verkeilte man die Deckel, nachdem man Sand auf die Blockoberfläche gebracht hatte (Abb. 154 und 155).



a Eisenplatte.
b gew. Sand.
c weißer Sand.
d Blech.

Abb. 154. Verklammern einer Blockform nach dem Guß in früherer Zeit. Aus dem Reiseskizzenheft des Verfassers.

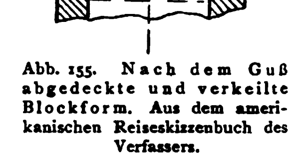


Abb. 155. Nach dem Guß abgedeckte und verkeilte Blockform. Aus dem amerikanischen Reiseskizzenbuch des Verfassers.

Andere Werke gießen auf die erstarrte Oberfläche Wasser auf und erreichen dasselbe wie durch Deckelauflegen.

Bei weichem Flußeisen wendet man diese Hilfsmittel nicht bei Blöcken, wohl aber bei Brammen an.

Nach dem steigend geführten Guß verschließt man die Trichteröffnung mit einigen Schaufeln Sand oder auch mit Ton und schlägt diesen fest.

Heißes Flußeisen muß langsam, kaltes schnell vergoßen werden.

Flußeisen, das zum Steigen neigt, muß man in dünnem Strahl gießen und nötigenfalls beim Gießen absetzen.

Überheiße und noch mehr überblasene Schmelzen darf man nicht steigend gießen.

Zuviel Si ist zu vermeiden, weil es spröde macht. Anderseits lassen sich z. B. Stanzbleche schwieriger Art (Patronenhülsen) nicht ohne Si und Bekämpfung des Lunkerraums einwandfrei herstellen.

Statt des Reinaluminiums kann man auch Ferroaluminium mit 10—17 Al, 8—9 Si, 2 C verwenden. Es löst sich gut in der Pfanne, ist aber unbrauchbar als Zusatz im Trichter und in der Blockform. Beim Zusatz in dieser Weise bildet pulverisiertes Ferrosilizium[2]) ein gutes Ersatzmittel.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1897, S. 41 (Ruhfuß).

[2]) Granuliert oder in geschmolzenem Zustande zu Pulver zerrührt.

26. Das Abstreifen der Blockformen[1].

Nachdem das Flußeisen erstarrt ist, werden die Blockformen abgestreift. Die Erstarrungszeit ist verschieden. Hadfield stellte bei

Blöcken 225 □ bei 0,2 % C, 1,25 % Mn 22 Minuten und
» 450 □ » 0,4 » C, 1,34 » » 58 » fest.

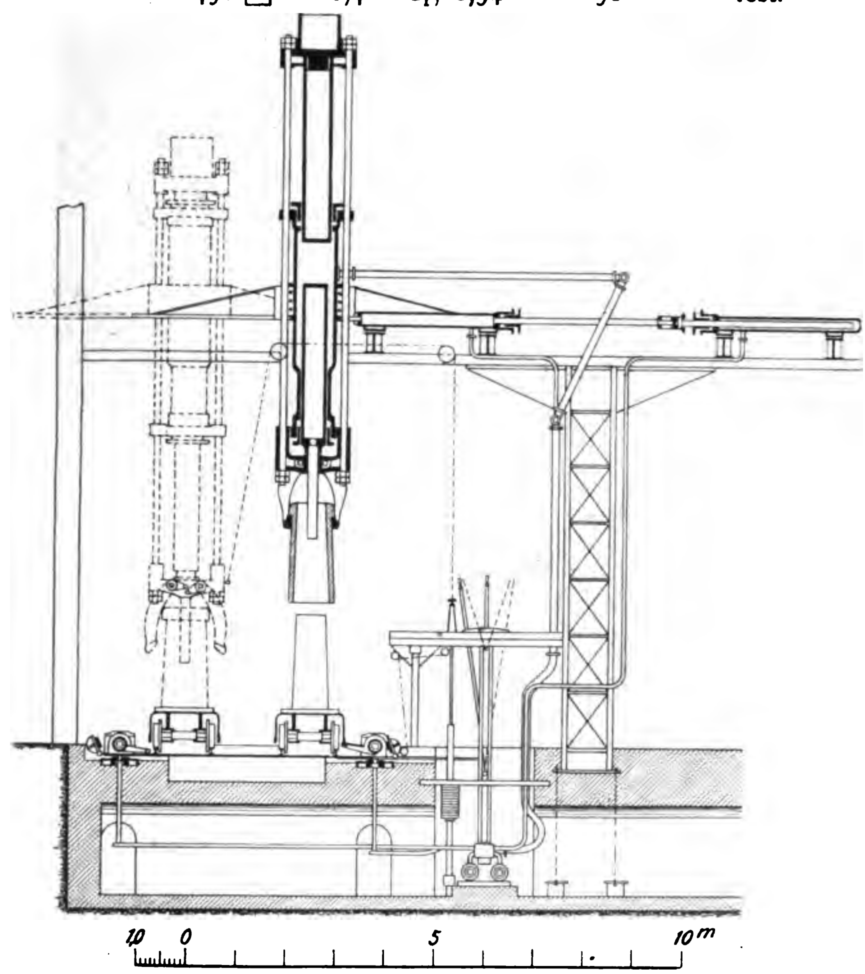


Abb. 156. **Hydraulischer Strippertorkran (Bauart Aiken) der Adolf Emilhütte in Esch (vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 729). Der untere kleinere Kolben drückt mit einer bis zu 60 t betragenden Kraft auf den Block, der obere größere Kolben betätigt das Abwärtsgehen, Schließen und Aufwärtsgehen der Zange. Die beiden oberen wagerechten hydraulischen Zylinder besorgen das Verschieben zum anderen Geleise (Gelenkwasserdruckrohre). Unten befinden sich zwei andere hydraulische Zylinder zum Verschieben der Blockformzüge. Durch Handhebel wird dabei der auf der Kolbenstange drehbare Finger zum Eingriff in die Zähne an der Unterkante des Wagens gebracht. Betriebsdruck des Druckwassers = 35 kg/qcm.**

---

[1]) Vgl. Stauber: Hebe- und Transportmittel in Stahlwerksbetrieben. Stahl und Eisen, 1907, S. 965.

Diese Arbeit wird heute bei Blöcken ausschließlich mit dem Abstreifer (Stripper)[1]) ausgeführt, der aus Amerika zu uns gekommen und hier in







Abb. 157 bis 159. Stripperkran in Tätigkeit bei fahrbaren Blockformen. Nach dem Niedersenken des Mittelstempels wird die Blockform, die an den seitlichen Ohren gefaßt ist, emporgehoben und seitwärts abgefahren (vgl. die oberen Abb.). Alsdann kehrt die Katze zurück, faßt den Block mit den Körnerspitzen der Zange, hebt ihn und setzt ihn unmittelbar in den Tiefofen ein (vgl. die untere Abb.). (Nach Lichtbildern der Demag.)

Verbindung mit elektrischen, fahrbaren Kranen, dank den deutschen Errungenschaften auf diesem Gebiete zu voller Leistung entwickelt ist. (Vgl. Abb. 156—164 und deren Text.)

[1]) Der Evanssche hydraulisch betriebene Stripper wurde 1900 in Deutschland bekannt. Stahl und Eisen, 1900, S. 211.

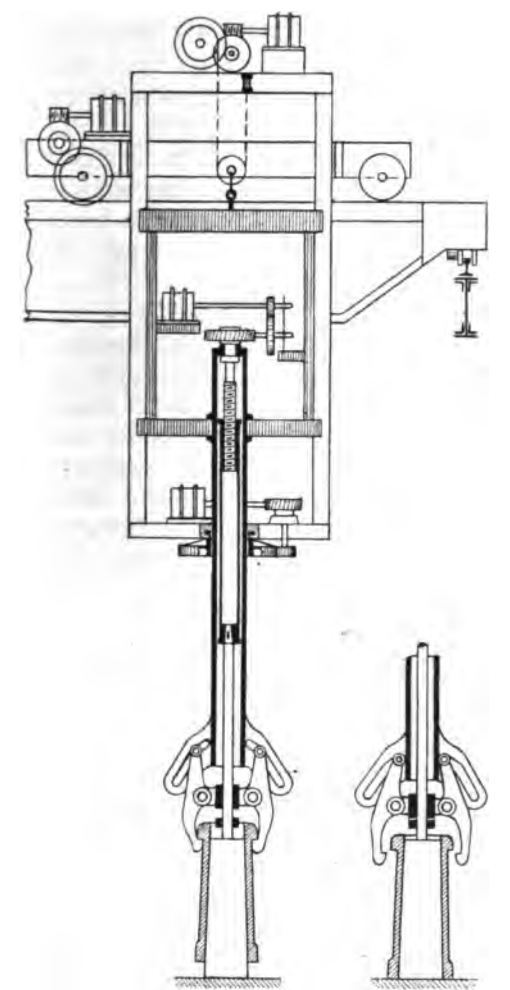


Abb. 160. Schematische Darstellung der Wirkungsweise eines Stripperlaufkrans. In die Laufkatze des Krans ist ein Korb (vergleichbar einem Förderkorb) in steifem Gestänge eingebaut, der eine Hohlwelle trägt; diese kann durch einen besonderen Motor gedreht werden. Ihr Heben und Senken geschieht zusammen mit dem Förderkorb. Diese Hohlwelle trägt unten die Zange. Eine besondere, an ihr außen niedergeführte Welle vermittelt deren Öffnen. Ihr Schließen geschieht selbsttätig durch schiefe Gleitflächen. Im Inneren der Hohlwelle geht der Stempel infolge Antriebs einer Schraubenspindel nieder und setzt sich auf den Block auf. Der Kranführer senkt den Förderkorb, bis die vorher geöffnete Zange fassen kann, dann senkt er den Stempel, bis er aufsitzt und läßt beim weiteren Lauf der Schraubenspindel den Korb mit der Blockform heben, um die Blockform abzuziehen. Nunmehr stellt er die Stempelbewegung ab, hebt den Förderkorb und steuert die Elektromotoren der Laufkatze und des Krans. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

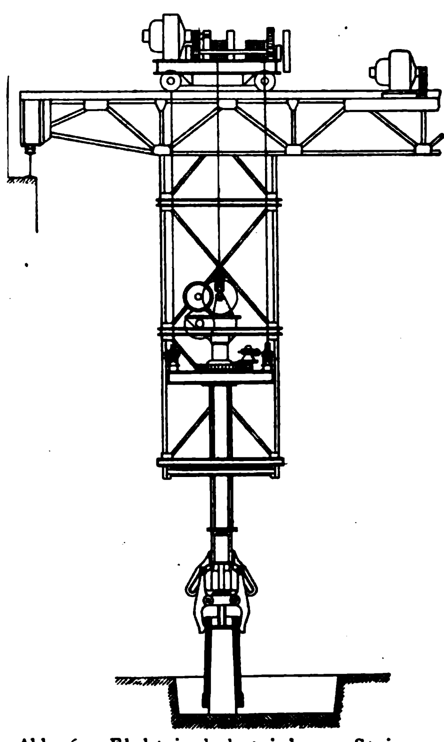


Abb. 161. Elektrisch betriebener Stripperkran, gebaut von der Demag (vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 995).

Abb. 162. Schematische Darstellung des Antriebs eines Stripperkrans (links) und eines Zangenkrans (rechts) zum Transport und Einsetzen der Blöcke. Beide Kräne sind hier auf einen gemeinsamen Laufwagen gesetzt, was nur selten durchführbar sein wird. Nach Wintermeyer. Z. d. V. d. Ingenieure, 1917 S. 670.

Für Brammen und kleine Blöcke kann man den Abstreifer nicht anwenden. Man muß die Blockformen an den Ohren fassen und läßt den Block herausfallen. Mitunter geschieht dies nicht zum Vorteil für die Blockform und den Block[1]) unter gewaltsamer Nachhilfe. Auch dieser Umstand hat dazu geführt, das mechanische Verfahren des Abstreifens unter Anwendung des Stempeldrucks auf den Block einzuführen.

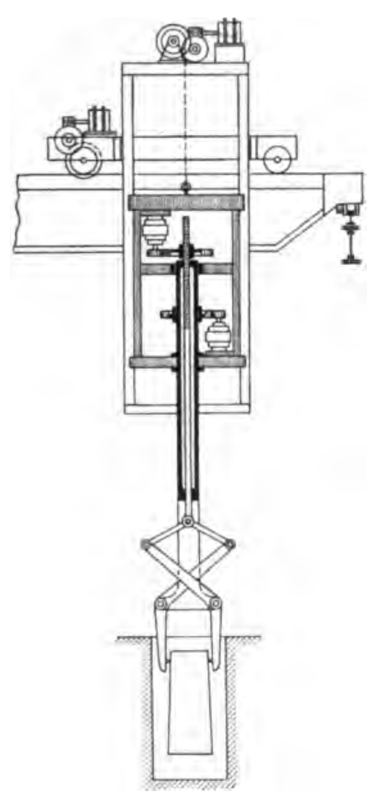


Abb. 163. Tiefofenkran in schematischer Darstellung. Es sei auf die Beschreibung der Abb. 160 verwiesen. Der Förderkorb wird gesenkt, bis die vorher geöffnete Zange fassen kann, dann wird diese geschlossen. Alsdann wird der Korb gehoben, und der Führer steuert die Elektromotoren der Laufkatze und des Krans. Die Hohlwelle wird mit dem Korb zusammen gehoben und gesenkt. Durch einen besonderen Motor wird sie gedreht. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Um Gespanne mit zahlreichen kleinen Blöcken (oft 20—40 Stück, sagt Kintzlé in seinem Vortrage 1897) vorteilhaft zu gießen, hat man verschiedene Maßnahmen erdacht, die heute bei der Anwendung leistungsfähiger Blockwalzwerke keine Bedeutung haben. Man mußte sich früher ja den Einrichtungen und Grobstrecken der Schweißeisenwerke anpassen. Diese erforderten sehr kleine Blockquerschnitte[2]).

Ein Verfahren, kleine Blockformen mit einem gemeinsamen Krangehänge aufzustellen und sie hernach gemeinsam abzuheben (Blöcke von 200—400 kg) hat Marton angegeben[3]). (Abb. 168.)

Gießplatz- oder Gießgrubenkräne kommen bei fahrbaren Blockformen nicht zur Anwendung. In diesem Falle leistet der Abstreifapparat und ein Kran zum Auf- und Absetzen der Blockform neben dem Vorschubzylinder und der Lokomotive die ganze Arbeit. Von diesen fahrbaren Blockformen war S. 106 ausführlich die Rede. (Vgl. Abb. 151.)

1) Ein umfallender Block neigt zu abweichender Zusammensetzung, weil das flüssige Innere sich gegen die Regel verteilt. (Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1897, S. 41.)

2) Vgl. Gießen und Abscheeren kleiner Blöcke in Haspe. Stahl und Eisen 1894, S. 844. Ebenso Stahl und Eisen 1887, S. 443, (Kurzwernhart und Bertrand in Teplitz. Gemeinsamer fallender Guß. Blöcke bis 80 m/m □ herunter).

Ferner Iron Age, 1912, S. 710. Hydraulisch zusammengepreßte Form für zahlreiche Blöcke. Die Lamellen enthalten Aussparungen. Diese ergeben die Gußformen.

3) Stahl und Eisen, 1911, S. 1918.

Handelt es sich um feststehende Blockformen, welcher Fall die Regel bildet, muß man leichte Kräne haben, die, ohne die Gießwagen oder Gießkranarbeit zu stören, das Aufstellen der Blockformen und der Gespanne und auch das Abstreifen besorgen, wenn kein Abstreifapparat vorhanden ist — auch gegebenenfalls die Blöcke auf den Wagen legen.

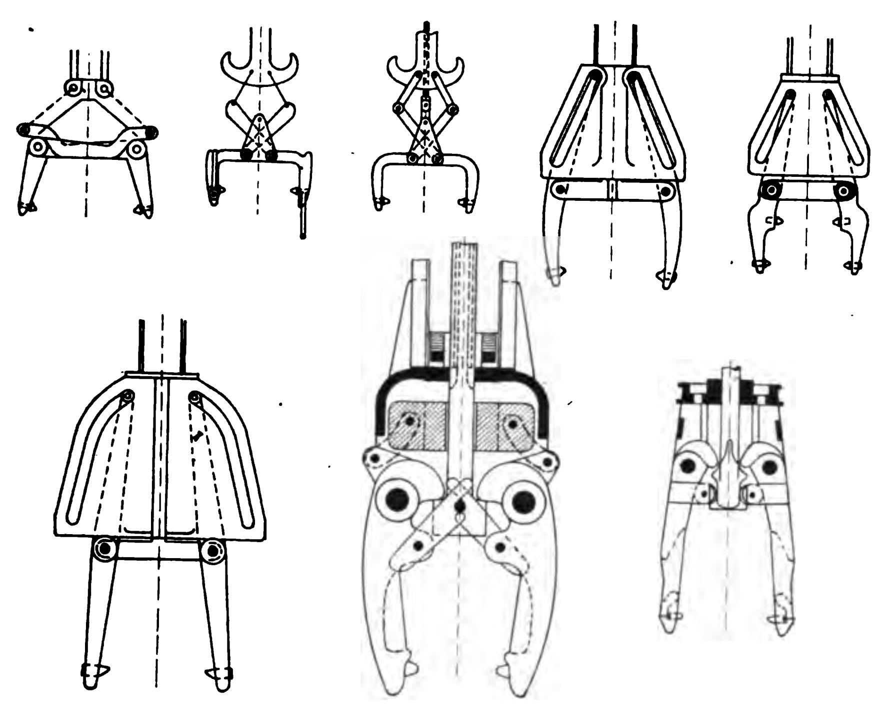


Abb. 164. Zangenkonstruktionen. Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1007.

Solche Kräne führte man früher allgemein als Drehkräne aus (vgl. Abb. 165 bis 167); heute kommen nur Laufkräne mit geringer Spannweite in Frage, die unterhalb der schweren Gieß- und Transportkräne eingebaut werden. In neuester Zeit umgeht man aber die dabei unvermeidliche Beschränkung des Hallenquerschnitts durch die eingebauten Fahrbahnen und gibt den Gießplatzkränen gleiche Spannweite wie den über ihnen fahrenden schweren Kranen. Die letzteren baut man auch als vereinigte Abstreif- und Blocktransportkräne und überläßt ihnen das Abstreifen, das Absetzen der Blockform, das Fassen des Blocks und den Transport bis zu der Tiefofenhalle, wo der Tiefofenkran seine Arbeit beginnt. Dem Gießplatzkran bleibt dann nur die Arbeit des Aufstellens der Blockformen. Läßt man den Abstreifkran von einem leichteren Kran auf derselben Fahrbahn begleiten, indem man durch gemeinsame Einschaltung beide

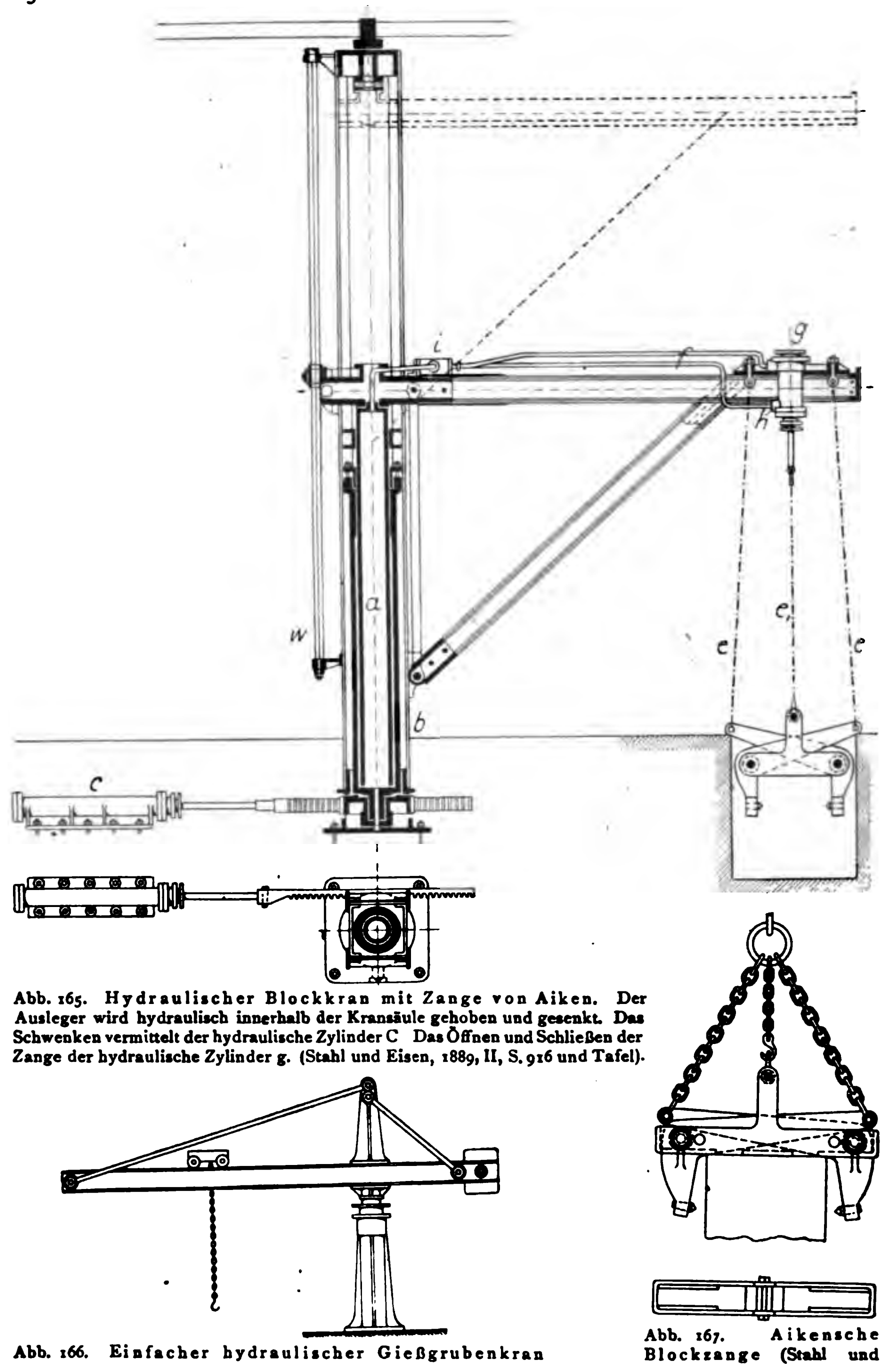


Abb. 165. Hydraulischer Blockkran mit Zange von Aiken. Der Ausleger wird hydraulisch innerhalb der Kransäule gehoben und gesenkt. Das Schwenken vermittelt der hydraulische Zylinder C Das Öffnen und Schließen der Zange der hydraulische Zylinder g. (Stahl und Eisen, 1889, II, S. 916 und Tafel).

Abb. 166. Einfacher hydraulischer Gießgrubenkran älterer Bauart. (Aus dem Reiseskizzenbuch des Verfassers.)

Abb. 167. Aikensche Blockzange (Stahl und Eisen, 1889, S. 916).

Fahrmotore von einem gemeinsamen Führerstande aus gleichsinnig antreibt, so übernimmt dieser Blockformen- und Aufräumungstransporte. Eine derartige Anordnung hat sich gut bewährt[1]).

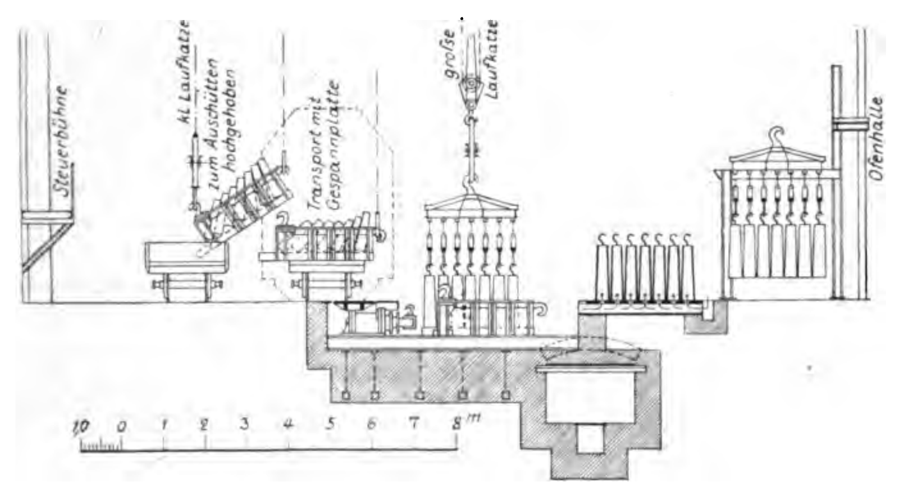


Abb. 168. **Blockformenhandhabung bei kleinen Blöcken** (z. B. 0,1 t). Die Blockformen haben oben mit Schwalbenschwanz eingefügte und festgekeilte Stahlgußkörper mit Haken. Diese Haken vermitteln die gemeinsame Handhabung von bis zu 35 Blockformen. Nach dem Guß wirkt ein hydraulischer Abscherkolben. Die ganze Gespannplatte (mit Geländer) wird dann vom Kran gehoben und in einen Wagen entleert oder die Blockformen werden mit den Blöcken gehoben und lassen die Blöcke in einen Kasten behufs Kranverladung abfallen. Rechts sieht man das Kühlen der Blockformen (vgl. Marton, Stahl und Eisen, 1911, S. 1918).

27. Kleinbessemerei.

Die Bestrebungen, kleine Erzeugungsmengen für Sondererzeugnisse zu haben, führten zur Anlage von Kleinkonvertern.

Im Grunde genommen waren ja alle Konverter der ersten Zeit des Bessemerverfahrens Kleinkonverter. Man vergrößerte dann aber ihr Fassungsvermögen. Im Jahre 1877 finden wir Kleinkonverter in Schweden mit nur 170 kg Einsatz und 1882 die ersten von Clapp und Griffith für Nantiglo in Süd-Wales konstruierten feststehenden Windfrischapparate mit seitlicher Windeinströmung, die ja schon vorher in Schweden angewandt war (vgl. S. 59)[2]). Diese Apparate wurden nach Amerika übertragen und schnell verbreitet. (1886 waren es 9 Werke mit je 80 bis 100 t Tageserzeugung.) Das Fassungsvermögen betrug etwa 1,8 t. Es handelte sich nur um Erzeugnisse für Walzwerke; an Stahlformguß dachte man damals nicht[3]). 1894 entstand auch eine solche Anlage

[1]) Demag in Duisburg.

[2]) Vgl. Beck, Geschichte des Eisens V, S. 665.

[3]) Vgl. Stahl und Eisen, 1884, S. 410; 1885, S. 251 und 440; 1886, S. 172; 1887, S. 316; 1888, S. 698; 1898, S. 183 (7—8 t Einsatz).

auf dem Rasselstein bei Neuwied. In der Folge bemühten sich viele Konstrukteure die Kleinbessemerei auch in Europa zur Geltung zu bringen[1]). Sie hatten aber lange Zeit keinen Erfolg, weil sie zu kleine Einsätze wählten, bei denen die Gefahr des Einfrierens zu groß ist. Dadurch kam das Verfahren in Verruf und wurde auch später nur von Krautheim in Chemnitz, einem Luxemburger und einigen belgischen Werken in kleinem Umfange durchgeführt. Etwa seit 1906 ist eine starke Verbreitung wahrzunehmen, die sich bis in die neueste Zeit hinein immer vergrößerte. Man hatte eingesehen, daß der Kleinkonverter einen sehr heißen Stahl liefert, der sich vorzüglich zur Stahlformgußerzeugung eignet (gerade für dünnwandige und leichte Teile), seine Erzeugungsmenge im Gegensatz zum Martinofen sehr anpassungsfähig ist, und sich Martinofen und Kleinkonverter bei der Stahlformgußherstellung ergänzen. Das Fassungsvermögen darf nicht unter 1000 kg betragen, ist meist aber größer (etwa 1,5—2,5 t). In neuester Zeit sind Einsatzmengen von 4—5 t, ja sogar von 8 t bekannt geworden, so daß man hier eigentlich nicht mehr von Kleinkonvertern sprechen kann.

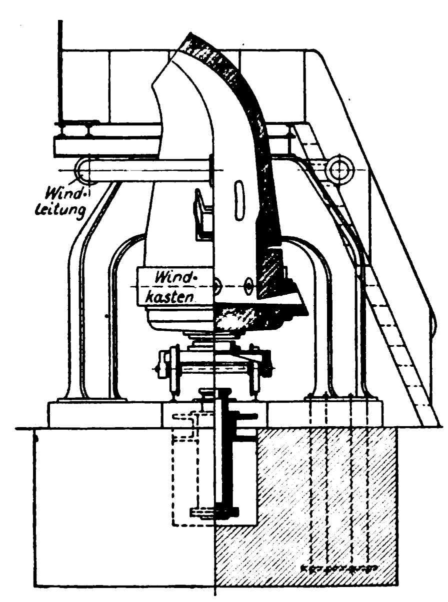


Abb. 169. Clapp-Griffith-Konverter, (Stahl und Eisen, 1886, S. 172). Es ist ein feststehendes Frischgefäß mit ausfahrbarem unteren Teil, Fassungsvermögen = 2—3 t. Mit 2 Konvertern zu 2 t ließen sich Erzeugungen von 160—200 t in 24 Stunden erzielen. Es wurde Walzeisen für Sonderzwecke erzeugt.

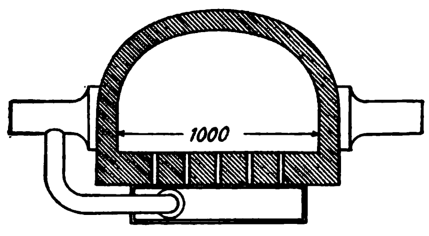


Abb. 170. Querschnitt durch den Kleinkonverter von Walbrand — Delattre (Stahl und Eisen, 1887, S. 390), Inhalt = 800—1100 kg. Der Konverter war basisch ausgekleidet. Es wurde ein Roheisen mit 2,0—2,5 % P verblasen.

[1]) a. Walrand, Stahl und Eisen, 1885, S. 544, Roberts, ebendaselbst.
b. In Avesta in Schweden (Werkzeugstahl), Stahl und Eisen, 1886, S. 446.
c. Trappen, Konverter am Drehkranausleger. Stahl und Eisen, 1884, S. 524.
d. Davy, Stahl und Eisen, 1887, S. 29 (750 kg).
e. Walrand — Delattre, Stahl und Eisen, 1887, S. 390.
f. Walrand — Legénisle, Stahl und Eisen, 1891, S. 825 und ebenda 1896, S. 704.
g. Unkenboldt, Stahl und Eisen, 1903, S. 988 und S. 1229.
h. Rott, Stahl und Eisen, 1909, S. 1190.
Zenzes Gießereizeitung, 1906, S. 239.

Durchweg ist die Zustellung sauer. Basische Zustellung ist mehrfach versucht [1]), aber immer wieder verlassen. Die Schlacke erhöht die Gefahr des Einfrierens. Hält man in Rücksicht darauf die Schmelze (auch durch starkes Vorwärmen des Konverters) sehr heiß, so leidet die Entphospherung.

Die Zuführung des Gebläsewindes geschieht heute nur noch im Sinne der zuerst von Tropenas [2]) angewandten seitlichen, schräg nach unten oder horizontal gerichteten Düsen. Durch Stellung des Konverters kann

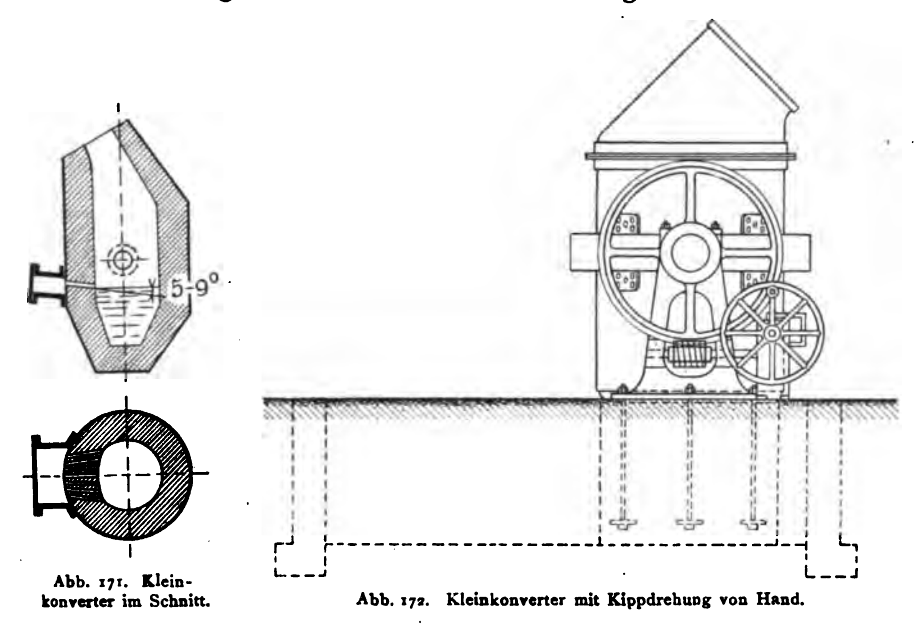


Abb. 171. Kleinkonverter im Schnitt.

Abb. 172. Kleinkonverter mit Kippdrehung von Hand.

man die Frischwirkung regeln. Bei dieser Art der Windzuführung wird das Blasen in die Länge gezogen. Man kann dabei besser den Zeitpunkt des Aufhörens treffen und dadurch einem Einfrieren vorbeugen. Man hatte früher mehrere Düsenreihen übereinander, heute aber meist nur eine (vgl. Abb. 171) [3]).

Den Verlauf eines typischen Blasens auf Stahlformguß gibt die folgende Darstellung wieder:

Fassungsvermögen = 1,25 t.
Roheisen in der Kupolofenrinne 1,8 bis 2,0% Si.

Beim Anblasen dunkle kurze Flamme mit brauner Spitze.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1887, S. 390.

[2]) Ingenieur in Stenay, wo Roberts seinen Konverter aufgestellt hatte.

[3]) Vgl. Treuheit, Über den Einfluß der Windzuführung usw. Stahl und Eisen, 1919, S. 861.

2 Minuten später verschwindet letztere. Hellere Flamme, weiße Dämpfe an der Spitze. Die Flamme wird dann immer heißer und länger.

3 Minuten später wird die Flamme kürzer, ist aber noch sehr hell. Es erscheinen braune Dämpfe an der Spitze.

7 Minuten später wird die sehr helle Flamme wieder länger [1]), um dann schnell mit einem brausenden Geräusch zusammenzufallen.
Jetzt ist es Zeit zum Kippen.

3 Minuten später wird Ferromangan (80% Mn) und Ferrosilizium [2]) in angefeuchteten [3]) Stücken eingeworfen.

Blasedauer = 15 Minuten;

vor dem Zusatz hatte z. B. das Flußeisen 0,15% C; 0,07—0,15% Mn; 0,1—0,12% Si. Nach dem Zusatz 0,2% C; 0,4% Mn; 0,25% Si.

Winddruck = 0,35—0,5 Atm. (vielfach wird er aber niedriger gehalten). Man verwendet Umlaufgebläse.

Das Nähere mag der Leser aus dem Gießereilehrbuch des Verfassers entnehmen. Vgl. auch Treuheit, Stahl und Eisen, 1919, S. 997.

Abb. 173. Kleinkonverter, von Zenzes (Konstruktionsbüro in Berlin-Westend) entworfen. Das Kippen geschieht mit Hilfe eines Elektromotors. Der Konverter kann ohne weiteres aus dem Ring gehoben werden. Die schmiedeeisernen Rohre D werden durch den Windkasten und durch das Futter hindurchgestoßen und schmelzen mit letzterem ab. Ihre Auswechselung ist sehr einfach.

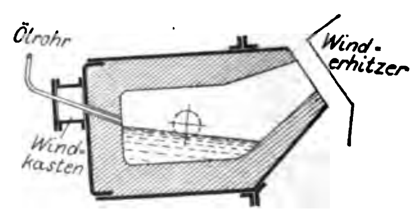


Abb. 174. Stockkonverter. Der Konverter besitzt ovalen Querschnitt. Er wird mit festem Einsatz beschickt (Stock) und dieser mit Ölflamme geschmolzen. Der dabei mit 0,1 Atm. zugeführte Wind wird durch die Abhitze vorgewärmt (1½ Stunden). Dann wird aufgerichtet und in gewöhnlicher Weise (0,3 Atm.) geblasen, 20 Minuten). Ölverbrauch 100 l für 1 t. (Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 1435.)

In neuerer Zeit wird der Kleinkonverter auch zur Erzeugung von schmiedbarem Guß und Temperguß mit bestem Erfolg benutzt,

[1]) Dies hängt damit zusammen, daß gegen Schluß, nachdem die anderen Eisenbegleiter fast ganz aufgezehrt sind, der Kohlenstoff stärker verbrennt und mehr CO entsteht.

[2]) Über Zusätze siehe Stahl und Eisen, 1903, S. 1229 (Unkenboldt). Legénisle versuchte mit Hilfe rechtzeitig eingesetzten flüssigen Ferrosiliziums Einsätze von nur 0,2—0,3 zu verblasen. Es war dies aber ein Kunststück, das tatsächlich nur ihm gelang.

[3]) Das Anfeuchten geschieht, um durch die Knallgas-Explosion ein Hängenbleiben in der Schlacke zu vermeiden.

wobei sich Zenzes Verdienste erworben hat[1]). Auch hier vgl. das Gießereilehrbuch.

In Amerika und England hat man den Konverter[2]) gleichzeitig als Umschmelzapparat unter Anwendung von Ölfeuerung benutzt. Man schmilzt ein und schließt dann den Windfrischvorgang an. Ein weites Anwendungsgebiet scheint dies Verfahren aber nicht gefunden zu haben. In Deutschland dient der Kupolofen unmittelbar oder unter Einschaltung einer Gießpfanne als Umschmelzapparat.

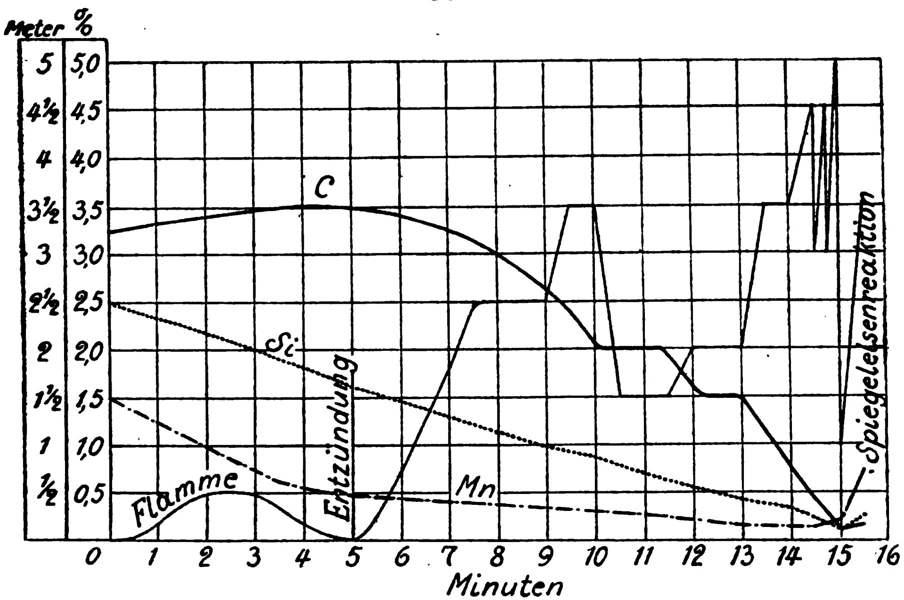


Abb. 172. Schaubild einer Kleinkonverterschmelze nach Wedding, (Gießereizeitung, 1906, S. 130). Die Höhe der Flamme ist in das Schaubild eingetragen.

Ein Clapp-Griffith-Verfahren, an das ein Schmelzen im basischen Martinofen der Entphospherung wegen angeschlossen wurde, wird 1888 erwähnt[3]).

Stahlformguß läßt sich natürlich auch aus großen Konvertern erzeugen. Früher goß man neben Blöcken Kammwalzen und viele andere Teile für eigenen Bedarf aus dem sauren Konverter.

Mit dem Rückgang der Erzeugung an saurem Bessemerstahl ist schon von selbst Einhalt geboten; denn der Thomasstahl unserer Großbetriebe kommt nicht in Frage.

---

[1]) Vgl. Gießereizeitung, 1906, S. 129 und 239. Man bläst auf eine Zusammensetzung von etwa 2,5% C; 0,4—0,5% Si; 0,2—0,4% Mn herunter und kippt dann aus.

[2]) Stockkonverter, Iron Age, 1911, S. 524 und Stahl und Eisen, 1911, S. 1435. Hawley in Chicago, Stahl und Eisen, 1902, S. 551.

[3]) Stahl und Eisen, 1888, S. 698.

Sehr bald lernte man erkennen, daß ein Konverterwerk mit seiner Massenerzeugung und seinem Schmutz und Staub die denkbar ungünstigsten Vorbedingungen für das Form- und Gießverfahren besitzt. Man errichtete deshalb abgesonderte Gießereien und griff naturgemäß zum Martinofen, der, wie oben gesagt, durch Kleinkonverterbetriebe wirkungsvoll ergänzt werden kann.

Ein Sondererzeugnis muß noch genannt werden, nämlich Manganstahl mit sehr hohem Mn-Gehalt (1,25% C; 12,5% Mn; 0,3% Si; 0,08% P; 0,02% S), der in den Vereinigten Staaten im Tropenaskonverter erblasen wird. Man schmilzt Ferromangan im Tiegel und gibt es auf den Boden der Stahlpfanne. Andere Sorten von Manganstahl stellt man im Martinofen oder Tiegel her[1]) (vgl. daselbst).

28. Wirtschaftliches vom Windfrischverfahren.

A. Saures Verfahren.

a) Nach Bessemers eigner Angabe konnte er 1 t Roheisen mit einer Ausgabe von 140 M. in Stahl von 1 000—1 200 M. verwandeln[2]).

b) Ein Nordspanischer Betrieb[3]) nannte für 1 t Bessemerflußeisen (8 t Konverter) die folgenden Zahlen:

1 107 kg	Roheisen	(46,20 M.)	51,14 M.
56 »	Spiegeleisen	(136,— »)	7,61 »
300 »	Kohlen	(4,80 »)	1,44 »
50 »	Koks	(10,80 »)	0,54 »
Arbeitslöhne		. . . .	2,20 »
Feuerfestes Material		. . . .	1,20 »
Blockformen		. . . .	1,20 »
Reparaturen		. . . .	1,60 »
Allgemeine Unkosten		. . . .	1,60 »
		Zusammen	68,53 M.
Davon ab 70 kg Schrott		(45,60 M.)	3,20 »
		Bleiben	65,33 M.

c) Eine amerikanische Quelle[4]) nennt für Pittsburger Verhältnisse die Selbstkosten von Bessemerschienenstahl:

1 t Roheisen . . . . = 63,75 M.
1 » Blöcke . . . . = 94,80 », dabei sind 1,2 t Roheisen
mit dem Selbstkostenwert . . . = 76,50 » in Ansatz gebracht.
1 t Schienen . . . . =102,10 », dabei sind 1,05 t Blöcke
zum Selbstkostenwert . . . . . = 98,55 » in Ansatz gebracht.

(In England dagegen angeblich niedrigere Kosten?)

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 367.
[2]) Stahl und Eisen, 1897, S. 732.
[3]) Stahl und Eisen, 1891, S. 483.
[4]) Stahl und Eisen, 1884, S. 747.

d) Andere **amerikanische Selbstkosten** siehe Stahl und Eisen, 1909, S. 36, 153 und 332.

B. Thomasverfahren.

e) **Thomas und Gilchrist**[1] nennen in ihrer Denkschrift folgende Selbstkostenwerte:

1 t gepuddeltes Eisen kostet	74 *s*	11 *d*
1 » Thomasflußeisen »	69 *s*	7 *d*

Das letztere trägt im Gegensatz zu saurem Material eine Mehrausgabe

für das Futter	= etwa	2 *s*
für Arbeitslöhne und Anderes	= »	1 *s*
für Kalk	= »	1 *s* 10 *d*
für Lizenz.	= »	2 *s*
	Zusammen	6 *s* 10 *d*

Da aber Bessemerroheisen 58 *s*, Thomasroheisen nur 42 *s* kostet, bleibt ein Nutzen von 9 *s*. Die Anlagekosten für ein Thomaswerk sind um 40 % geringer wie wie für ein Puddelwerk, wenn man in beiden Fällen eine Wochenerzeugung von 1 000 t zu Grunde legt.

f) Eine **englische Quelle**[2] nennt in gleichem Sinne, saurem Material gegenüber: 150 kg Kalk (+ 1,75 M.), Basisches Futter (+ 2,00 M.), Abbrand = 11—18 %, im Mittel $14\frac{1}{2}$ % und eine Mehrausgabe von 3,24 M., der eine Ersparnis am Roheisenpreise von 7—8 M. gegenübersteht.

Dieselbe **Nordspanische Quelle**[3] wie oben gibt folgende Zusammenstellung:

1 180 kg Roheisen	(42,20 M.)	49,80 M.
60 » Spiegeleisen	(136,— »)	8,16 »
Andere Kosten	(5,20 » mehr als beim sauren Betriebe)	14,97 »
	Zusammen	72,93 M.
Davon ab 70 kg Schrott	(41,60 M.)	2,91 »
	Bleiben	70,02 M.

(Von einer Schlackenverwertung ist nicht die Rede.)

g) Ein **amerikanischer Betrieb**[4] nennt für 1 t Rohblöcke:

Einsatz, einschließlich Ferromangan, Ferrosilizium, Stahlschrott, bei einem Roheisenpreise von 45,34 M. =	56,54 M.
Koks . . . . . . (83,7 kg zu 16,68 ») =	1,44 »
Andere Brennstoffe	1,53 »
Gebrannter Kalk (1 487 kg zu 17,50 M.) =	2,70 »
Dolomit	0,81 »
Löhne, Reparaturen	9,12 »
Zusammen	72,14 M.

[1]) Stahl und Eisen, 1882. S. 299.
[2]) Stahl und Eisen, 1881, S. 52.
[3]) Stahl und Eisen, 1891, S. 484.
[4]) Stahl und Eisen, 1900, S. 738.

Davon ab Basische Schlacke . . 2,90 M.
Stahlschrott (4 %) . . 1,49 »
Alte Blockformen . . . 0,41 » = 4,80 M.
Bleibt 67,34 M.

ohne allgemeine Unkosten.

Umwandlungskosten = 67,34 — 45,34 M. = 22 M.
Blaseverlust = 18,18 %

h) Andere Zahlen nennt Graßmann[1].

Er kommt zu dem Ergebnis, daß

1 t Thomasflußeisen . . . . . . 74,88 M. kostet
1 » Martinflußeisen
a) Schrottverfahren . . . . . 73,58 » »
b) Betrand-Thielverfahren . . 77,22 » »
c) Talbotverfahren . . . . . 79,27 » »

Er hat dabei den Roheisenpreis beim Thomasverfahren mit 56 M., beim Martinverfahren mit nur 1 M. weniger = 55 M. angesetzt und rechnet wie folgt:

Thomasflußeisen		
1. 1 t Roheisen kostet	—	56,00
2. Verlust bei Umwandlung des Rohmaterials	—	8,73
3. Hülfsmaterial:	—	—
Dolomit	1,00	—
Teer	0,20	—
Erz	0,05	—
Koks	0,30	—
Kohlen für Gas	0,05	—
Kohlen für Dampf	2,15	—
Kalk	2,25	—
Graphit, Holz, Aluminium	0,13	—
Feuerfestes Material	0,35	—
Stopfen, Ausgüsse	0,12	—
Magazin	0,50	—
Ferromangan	2,00	—
Gußsachen	0,25	—
Blockformen	1,00	—
Reparaturen	0,20	10,55
4. Löhne	—	2,00
5. Gehälter	—	0,50
6. Zinsen und Amortisation	—	1,10
Zusammen	—	78,88
7. Wert der Nebenerzeugnisse	—	4,00
Selbstkosten des Flußeisens	—	74,88
Umwandlungskosten . . . . 74,88 — 56,0 =	—	18,88

[1]) Stahl und Eisen, 1901, S. 1023.

i) Die Selbstkosten von mehreren belgischen und Luxemburger Werken nennt Tordeur Stahl und Eisen 1893, S. 110.

Er rechnet durchweg für 1 t Blöcke:

1 200 kg	Roheisen	Für Teer	0,34 M.
165 »	Kohlen	» Feuerfestes Material . . .	0,68 »
45 »	Koks	» Blockformen	0,76 »
60 »	Dolomit	» Graphitstopfen	0,28 »
190 »	Kalk	» Verschiedenes; Unterhaltung	1,12 »
6 »	Teer (5,60 M.) . . .	» Abladen und Verschieben	0,08 »
5—6 »	Ferromangan. . . .	» Löhne	1,67 »
Erlös aus der Thomasschlacke		» Allgemeinunkosten . . .	0,40 »
	= 2,40 M.	» Abschreibung.	0,40 »
		» Ferromangan	1,20 »

und kommt auf Selbstkosten, die zwischen 50,82 M. und 63,88 M. bei den einzelnen Werken betragen.

k) Palgen nennt (ebenda S. 109) 54,92 M. bei einem Einsatz von 1 161 kg Thomasroheisen zu 36 M. für die t, ohne Allgemeinunkosten.

Ebenda S. 104 werden die Kosten der Dolomitmasse zusammengestellt. Bei 1,0 t Rohdolomit = 4,80 M., 1,0 t Koks = 19,20 M., 100 kg Teer = 32,0 M., ergeben sich 41,60 M. für die t.

l) Deutsche Selbstkosten nennt Esser im Vergleich mit dem Martinverfahren Stahl und Eisen, 1910, S. 1326. Er nimmt ein Ausbringen von 89 $^0/_0$ an und hat ohne Allgemeinunkosten bei einem Roheisenpreis von 40 M., 49,76 M. Selbstkosten (14 $^0/_0$ Kalk vom Roheisen, Löhne = 1,3 M. für 1 t Stahl, Material ebenso 2 M.). Das Martinverfahren ist um etwa 2 M. teurer.

m) Eine ausführlche Selbstkostenzusammenstellung im Vergleich mit mehreren Martinverfahren bringt Schock[1]) in Düdelingen.

Einige Zahlen sollen hier folgen:

1 110 kg	Thomasroheisen	(44 M.).	48,84 M.
6,5 »	Ferromangan	(200 »).	1,30 »
150 »	Kalk	(12 »).	1,80 »
	Koks, Holz, Graphit usw.		0,24 »
	Feuerfestes Material		0,35 »
	Dolomit		0,70 »
	Dampf, elektr. Strom, Gas. . . .		0,50 »
	Werkzeuge, Reservestücke, Magazin		0,40 »
	Unmittelbare Löhne und Gehälter		0,95 »
	Andere Betriebe, Löhne u. Material		1,00 »
	Blockformen		0,50 »
		Zusammen	56,58 M.

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 697.

Davon ab Thomasschlacke (17 % P_2O_5) 230 kg (20 M.) . . . . 4,60 M.

Bleiben Selbstkosten ohne Allgemeinunkosten. . . . . 51,98 M.

Ausbringen aus dem Roheisen bei Wiedereinschmelzen der ungewogenen Kaminbären, Blockstummel, Pfannenbären, Rückständen aus der elektromagnetischen Scheideanlage usw. = 89,5 %.

n) Oesterreichische Verhältnisse (Kladno) kennzeichnet Kestranek Stahl und Eisen, 1901, S. 723.

o) Nach einer persönlischen Mitteilung betrugen (im Jahre 1908) die Selbstkosten für Thomasblöcke am

Niederrhein etwa 73—74 M., für Martinstahlblöcke etwa 75—76 M.

p) In den Vereinigten Staaten rechnete man vom Roheisentonnenpreis bis zur fertigen Schiene etwa 30 M., die sich wie folgt verteilen:

Thomaskonverter	16	M.
Blocken	5	»
Walzen	7	»
Zurichten . . .	1,50	»
Zusammen	29,50	M.

q) Preise für Zusatzlegierungen (Spiegeleisen, Ferromangan, Aluminium usw.) siehe in Venators Aufsatz, Stahl und Eisen, 1908, S. 41, auch ebenda S. 678 und 709.

IV. Das Herdfrisch- oder Siemens-Martinverfahren.

29. Geschichtliches und Allgemeines.

Das Verfahren wurde zuerst im Jahre 1864 von Pierre Martin in Sireuil bei Angoulème in Südwestfrankreich durchgeführt, unter Benutzung von Zeichnungen, Ratschlägen und Versuchsergebnissen, die Wilhelm Siemens beigesteuert hatte. Daher der Doppelname Siemens-Martin[1]). Neben Wilhelm Siemens muß auch sein Bruder Friedrich Siemens genannt werden, der die Umschaltfeuerung (Regenerativfeuerung) 1856 erfunden hatte und in Gemeinschaft mit Wilhelm Siemens ihre Anwendung durchführte. Der Verfasser muß auf die letztgenannte Erfindung zurückgreifen, aber dabei noch etwas weiter ausholen, weil die erste Grundlage durch die Einführung der Gasfeuerung und des Gaserzeugers geschaffen wurde.

Abb. 176. Erzeugungsmengen an basischen Siemens-Martinflußeisen in den einzelnen Ländern. Aus Petersens Vortrage Stahl und Eisen. 1910, S. 1, vgl. auch S. 3 u. f.

Nur auf dem Wege der Gasfeuerung lassen sich die erforderlichen hohen Temperaturen erzeugen, weil man nur so die nötigen Brennstoffmengen in der Zeiteinheit einführen und ihre Vorwärmung bewirken kann (vgl. S. 14).

Wollte man die Aufgabe mit festen Brennstoffen lösen, so müßte man, um die nötige Menge sekundlich zu verbrennen, übergroße

---

1) Vgl. Beck, Geschichte des Eisens V, S. 171. Auch Stahl und Eisen, 1910, S. 1207, mit dem Bildnis Martins. Ebenda 1912, S. 1741 (Peipers' Erinnerungen). Beck spricht von den Brüdern Emile und Pierre Martin. Nach Peipers handelte es sich um Vater und Sohn. Emile Martin war Präsident einer Eisenbahngesellschaft und kommt wohl kaum als ausübender Hüttenmann in Betracht. Später und auch bei der Ehrung im Jahre 1910 ist nur immer von Pierre Martin die Rede.

Rostflächen anwenden, die niemand richtig bedienen und schlackenfrei halten kann. Abgesehen davon müßte man im gleichen Sinne wie bei stark gefeuerten Lokomotiv- und Schiffskesseln einen übergroßen Luftüberschuß anwenden. Man erhöht dadurch die sekundliche Verbrennungsleistung, kommt aber schließlich an eine Grenze, wo dieser Vorteil wieder durch die Vermehrung der Essengasmenge ausgeglichen wird[1]).

So kommt es, daß man im Puddelofen niemals die Schmelztemperatur des schmiedbaren Eisens erreicht; auch dann nicht, wenn man die Luft vorwärmt und Unterwind anwendet[2]). Auch im gasgefeuerten Puddelofen mit Rekuperatoren ist dies nicht gelungen[3]). Nur die Gasfeuerung, im Sinne der Umschaltfeuerung betrieben, gibt ausreichende Temperaturen.

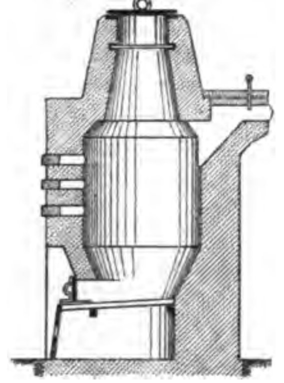
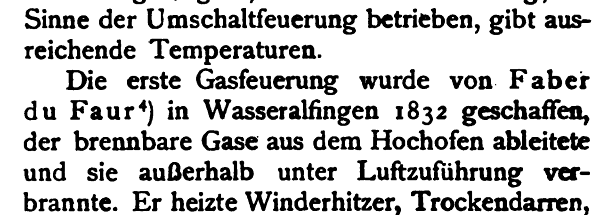


Abb. 177. Gaserzeuger von Bischof, mit Torf in Lauchhammer betrieben.



Die erste Gasfeuerung wurde von Faber du Faur[4]) in Wasseralfingen 1832 geschaffen, der brennbare Gase aus dem Hochofen ableitete und sie außerhalb unter Luftzuführung verbrannte. Er heizte Winderhitzer, Trockendarren, Dampfkessel und betrieb auch Hilfsfeuerungen bei Puddel- und Schweißöfen. Auch kannte er die Anwendung erhitzter Luft bei der Verbrennung.

Aus dieser Erfindung heraus hat sich die des Gaserzeugers entwickelt. Faber du Faur selbst hat eine Anlage entworfen, bei dem ein Hochofen ohne Eisenerze, lediglich zur Gaserzeugung betrieben werden sollte, hat aber seinen Entwurf nicht ausführen können. Der Plan wurde dann 1844 in Wasseralfingen mit Kleinkohle verwirklicht.

Inzwischen waren schon Andere selbständig vorgegangen. Die Idee lag zweifellos in der Luft. Es waren dies L. Bischof in Lauchhammer, dann in Mägdesprung (vgl. Abb. 177), der österreichische Bergrat von Scheuchenstuel, der Königshütter Hütteninspektor Eck; auch sind Bunsen und Karsten als Wissenschaftler zu nennen[5]).

Wahrscheinlich gebührt dem erstgenannten (Bischof) das Verdienst, zuerst einen Gaserzeuger in der ausgesprochenen Absicht, geringwertige Brennstoffe, die bei Rostfeuerung sich als unbrauchbar erwiesen (Torf)

---

1) Vgl. Gießereilehrbuch des Verfassers unter Flammöfen und Stahl und Eisen, 1911, S. 137, aus seiner Feder.

2) Von Asthöwer soll dies angeblich ausgeführt sein (Stahl und Eisen, 1912, S. 1741). Der Verfasser glaubt nicht daran.

3) So bei Versuchen in den Wittkowitzer Pietzkaöfen.

4) Vgl. Bd. I; auch Beck, Geschichte des Eisens IV, S. 412—458; auch Herzog (Doktorarbeit Aachen, 1914, Knapp in Halle): Die Erfindungen Faber du Faurs.

5) Vgl. Beck, IV, S. 458, auch Stahl und Eisen, 1910, S. 993 (Hofmanns Vortrag).

in nutzbringender Weise vergast zu haben. Bischofs Versuche gehen bis in das Jahr 1839 zurück. Er verwandte Torfgas in Lauchhammer, indem er es mit erhitzter Luft in Puddel- und Schweißöfen verbrannte (Abb. 177).

Seinen, Karstens und Bunsens Anregungen folgend, erbaute Ebelman in Audincourt Gaserzeuger für Kokslösche und wandte auch Gebläse und Wasserdampf an. Er veröffentlichte auch Gasanalysen.

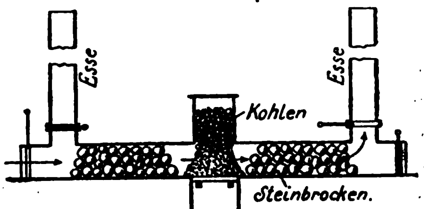


Abb. 178. Schematische Darstellung der ersten Umschaltfeuerung von Friedrich Siemens 1856. Die Luft tritt von links ein, erwärmt sich in den Steinbrocken, ehe sie in die Kohlen eintritt. Die Feuergase erhitzen dann die Steinbrocken rechts. Dann wird umgeschaltet. Vgl. Stahl und Eisen, 1906, S. 1421.

Diese Errungenschaften bestanden, als Friedrich Siemens 1856[1]) sein Patent auf die Umschaltfeuerung (Regenerativfeuerung) nahm und sich gleich darauf mit seinem Bruder Wilhelm[2]) verband, der auch schon am Patentschriftentwurf mitgewirkt hatte. Es ist unmöglich, die Verdienste beider Brüder gegeneinander abzugrenzen. Wilhelm Siemens wandte sich dann in erster Linie dem Eisen- und Metallhüttenwesen zu, während Friedrich Siemens eine Glashütte betrieb und später den Wannenofen erfand.

Wilhelm Siemens nahm 1857 ein Patent auf das Raffinieren von flüssigen Metallen mit Hilfe heißer Luftströme, später ein solches auf das Erzstahlverfahren (Roheisen mit Eisenerzen) im Umschaltflammofen.

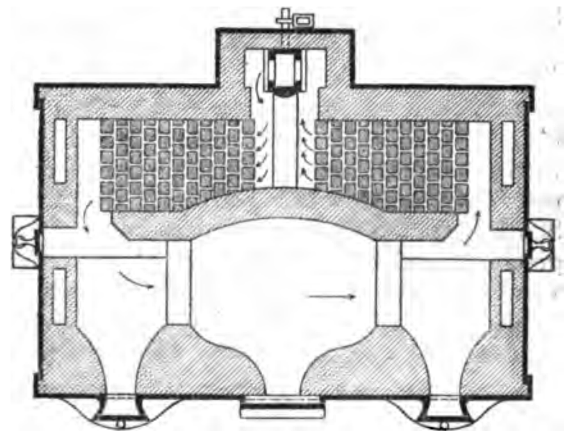


Abb. 179. Erste Umschalt-(Regenerativ-)feuerung, damals noch mit Kohlen betrieben, nach der Patentschrift von Friedrich Siemens, 1856 (nach Beck, Geschichte des Eisens, IV, S. 819).

Abb. 178 und 179 kennzeichnen die Anfänge der Umschaltfeuerung. Es gelang mit der Einrichtung Abb. 178 bereits, Feilen zu schmelzen. In der Patentschrift ist die Vorwärmung von Luft und Gas genannt. Die Zeichnung stellt allerdings Steinkohlenfeuerungen mit Luftvorwärmung (2 Wärmespeicher) dar.

---

[1]) Beck, Geschichte des Eisens, IV, S. 818, 851, 899 auch Stahl und Eisen, 1906, S. 1421 (Beck), auch ebenda 1883, S. 700. Nachruf für Wilhelm Siemens.

[2]) Wilhelm Siemens hatte sich 1851 in England niedergelassen, um die Unternehmungen seines Bruders Werner, des bekannten Elektrotechnikers, zu fördern.

Erst 1858 wurde die Umschaltgasfeuerung eingeführt und 1862 der erste Stahlschmelzofen von Wilhelm Siemens gebaut.

Den Namen »Regenerativfeuerung« entlehnte Friedrich Siemens einer Anregung, die eine von seinem Bruder Wilhelm erfundene Regenerativdampfmaschine gab. Der Auspuffdampf wurde in einem Behälter erhitzt und dem Dampfzylinder wieder zugeführt. An einer anderen Stelle hat der Verfasser gelesen, daß dem Erfinder der Gedanke an die Spaltung und Wiedervereinigung der Kohlensäure vorschwebte. Soviel steht fest, daß der Name »Regenerativfeuerung« einen Unsinn bedeutet, und es an der Zeit ist, ihn durch »Umschaltfeuerung« zu ersetzen.

Die Erfindung der Umschaltfeuerung gab vielerorts Anregung. Cowper griff 1860 ihre Verwendung für Winderhitzer beim Hochofen auf und konstruierte die ersten brauchbaren Wärmespeicher, hatte aber zunächst keinen durchschlagenden Erfolg[1]).

Man versuchte nunmehr Stahl zu schmelzen, in erster Linie war es Wilhelm Siemens, der in Birmingham ein Versuchswerk errichtete. Es gelang aber nicht, regelrechten flüssigen Stahl zu erhalten, und so ging es auch Emile und Pierre Martin in Sireuil, die dort ein Puddel- und Walzwerk und eine Gewehrfabrik betrieben, bei den ersten Versuchen.

In weiterer Folge gelang es aber der Umsicht und Ausdauer von Pierre Martin im Jahre 1864. Martin meldete in Frankreich und England Patente an, die die Schlackenführung, das Mischungsverhältnis und das Fertigmachen betrafen. Der Grundgedanke: Roheisen mit Schmiedeisenabfällen zu Stahl zusammenzuschmelzen war bereits 1845 geschützt und das Frischen im Flammofen hatte Wilhelm Siemens vorweggenommen. Pierre Martin beschrieb sein Verfahren 1865 im Genie industriel. Er erhielt auf der Pariser Weltausstellung 1867 den großen Preis und die goldene Denkmünze.

Sehr bald nahmen Tunner und Kuppelwieser, später auch Gruner Stellung. Letzterer sehr optimistisch. In Deutschland ließ Borsig einen Ofen in Moabit durch Peipers 1868 errichten, den Martin bevollmächtigt hatte.

Siemens erfuhr erst später von Martins Patentgesuch, maß ihm zunächst keine Bedeutung bei, machte aber später seine Ansprüche geltend und schloß mit Martin einen Vertrag, der beide am Nutzen beteiligte. Krupp erhielt 1868 nicht von Martin, sondern von Wilhelm Siemens die Erlaubnis, Stahlschmelzöfen seines Systems zu bauen.

---

[1]) Vgl. Beck, IV, S. 820. Auch Band I der Eisenhüttenkunde des Verfassers.

Wieweit der Anteil Martins geht, ist schwer zu sagen. Seine Patentzeichnung läßt 4 Wärmespeicher erkennen (vgl. Abb. 180). Ob er diese Anordnung getroffen hatte, und darin sein Erfolg Siemens gegenüber begründet war, oder ob er ihn nur durch Fernhaltung einer belangreichen Frischwirkung erzielte oder durch Anwendung besserer Ofenbaumaterialien, vermag heute niemand zu sagen[1]). Vermutlich wird es wohl so liegen, daß Martin praktische Kenntnisse im Hüttenbetriebe besaß, die Siemens abgingen.

Letzterer hatte auch in erster Zeit nur sein Roheisenerzschmelzen im Auge, das sogenannte Landoreverfahren, bei dem Hämatitroheisen unter Zusatz von Moktaerzen (30%) geschmolzen wurde, und das, jedenfalls wegen der schlechten Ofenhaltbarkeit keine Erfolge brachte.

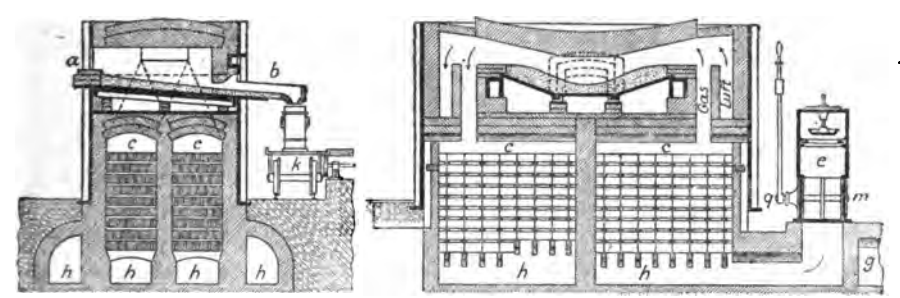


Abb. 180. Herdschmelzofen von Pierre Martin (Becks Geschichte des Eisens, V, S. 696).

Martin machte sich auch die Aufgabe dadurch leicht, daß er nur mit Schrottsätzen von etwa 10% arbeitete und sich auf die Erzeugung sehr harten Stahls für seine Gewehrfabrikation beschränkte.

Es ist kein Wunder, daß bei diesem kleinem Wirkungskreis und der schlechten Ofenhaltbarkeit der wirtschaftliche Erfolg zuerst ganz ausblieb und auch dann nur engbegrenzt war. Wilhelm Siemens[2]) starb 1883 und hat keinen durchschlagenden Erfolg erlebt; falls man nicht den Stahlformguß der Firma Krupp und einiger anderer Firmen nennen will, dessen Herstellung aber geheim gehalten wurde. Martin, dessen Namen man benutzte, um die neue Errungenschaft kurz zu kennzeichnen, schon weil der Name »Siemens-Martin« zu lang war, geriet vollständig in Vergessenheit und wurde erst wieder durch Zufall in einem

[1]) Martin setzte Holzkohlen-Hochofenschlacken ein, um eine leichtflüssige dicke Schlackendecke zu erhalten. In Sirenil gab es einen sehr reinen Quarzsand zur Herstellung des Herdes.

[2]) Werner von Siemens 1816—1892. Wilhelm Siemens 1823—1883. Friedrich Siemens 1826—1904. Der Name des letzteren lebt noch in der gleichnamigen Ofenbaufirma in Berlin fort.

Vororte von Paris im Jahre 1910 in bitterer Armut aufgefunden. Dem 85jährigen Manne nützte dann eine Ehrengabe und Ehrung nichts mehr, zu der alle großen Kulturstaaten in Einmütigkeit ihre Vertreter sandten. Er starb wenige Jahre darauf[1]).

Interessant ist es, die Einführung des Martinverfahrens in Schweden zu verfolgen. Man wollte hier das teure Frischherdverfahren durch ein Verfahren ersetzen, das gleich gute Qualität erzeugte. Man hatte zum Puddelverfahren kein Vertrauen und führte auf Betreiben des Jernkontors das Martinverfahren bereits 1868 ein, zunächst allerdings bei sehr kleinen Einsatzmengen[2]) (Abb. 181).

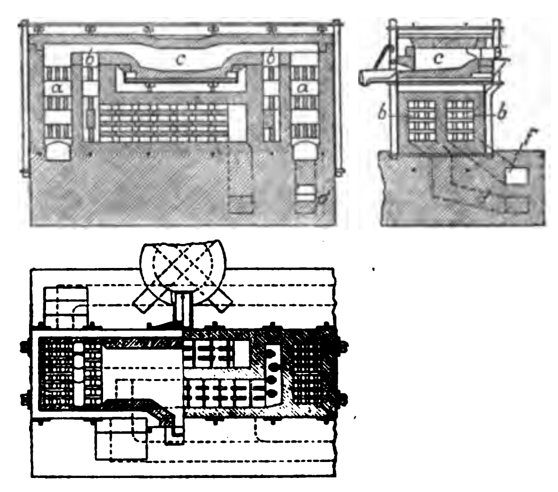


Abb. 181 stellt den ersten Martinofen in Schweden für einen Einsatz von 213—227 kg dar. Die horizontalen Einströmungen zeigen Gallerieanordnung. Eigenartig ist die Lage der Luftspeicher teils unter, teils neben dem Herde (vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 698).

Erst viel später stellte sich der Aufschwung ein. Es mußten noch in viel größerem Maße wie beim Thomasverfahren die Anfangsschwierigkeiten überwunden werden. In erster Linie galt es die Ofenhaltbarkeit zu verbessern. Als dies beim sauer zugestellten Ofen gelungen war, stellte sich heraus, daß dessen Anwendungsgebiet, wenigstens damals, nicht genügte, um das Verfahren in den Großbetrieb einzuführen. Ehe dies nicht geschah, war der Martinofen dem Puddelofen unterlegen. Man mußte also basische Zustellung anwenden, was erst auf dem Wege über Pourcels Chromeisensteinzustellung in Terre Noire (1879) und mit Dolomit und Magnesit erst Mitte der achtziger Jahre gelang und auch dann noch große Schwierigkeiten machte.

---

1) Stahl und Eisen, 1915, S. 593.

2) Odelstjerna, Stahl und Eisen, 1894, S. 697.

Kennzeichnend sind auch die Vorwärmeöfen für Schrott und Erz, die man anfangs für unentbehrlich hielt, um die Öfen vor dem Einfrieren zu bewahren[1]).

Erst seit Ende der achtziger Jahre (etwa 1887) kann man von einem erfolgreichem Frischverfahren im Martinofen sprechen, das Gruner schon lange vorher gekannt hatte und im Gegensatz zu Martins Mischverfahren von einem Reaktionsverfahren sprach. Man konnte erst damals weiches Flußeisen erzeugen.

Die erfolgreiche Anwendung des Magnesits scheint erst nach der Entwicklung des Werks Veitsch in Steiermark stattgefunden zu haben[2]), obwohl schon Pourcel Magnesit kannte.

Nach Einführung des basischen Verfahrens (versuchsweise 1879 in Terre Noire und Creusot), konnte man dem Puddelverfahren wirkungsvoll Wettbewerb machen, das die Entphospherung vor dem Martinverfahren auf saurem Herde voraus hatte. Jetzt zeigte sich, daß der Martinofen hervorragend geeignet war, Walzabfälle des Windfrischflußeisens aufzuarbeiten. Weiterhin zeigte sich auch die Überlegenheit der Qualität dem Thomasverfahren gegenüber. Man konnte besser entphosphern, länger abstehen lassen und das Fertigmachen sorgfältiger handhaben. Die fortschreitende Vergrößerung des Einsatzes drückte weiter den Brennstoffverbrauch und die Löhne, und so wagte man zunächst da, wo die Roheisenzusammensetzung weder das Bessemer- noch das Thomasverfahren erlaubte, vom Einsatz mit vorwiegendem Schrottsatz zum Einsatz mit vorwiegendem Roheisenanteil überzugehen. Wurde das Roheisen flüssig eingesetzt (zuerst 1888), so stand Konverter und Martinofen unmittelbar nebeneinander im Wettkampfe, der bis auf den heutigen Tag noch nicht ausgefochten ist.

In den Vereinigten Staaten und England wird aber jetzt schon mehr Flußeisen im Martinofen erzeugt wie im Konverter. In Deutschland behauptet noch das Thomasverfahren seine zahlenmäßige Überlegenheit. Die Selbstkostenrechnungen sprechen aber überall, wo nicht das Thomasverfahren die günstigsten Vorbedingungen hat, zugunsten des Martinverfahrens. Dieser scharfe Wettkampf hat dazu geführt, das Thomasverfahren zu verbessern, und so gibt er unausgesetzt Anregungen, die beiden Verfahren zugute kommen.

Die weiteren Verbesserungen und Erfindungen sind bei der Erörterung des Baues und des Betriebes der Martinöfen genannt.

Es ist gerade beim Martinofen viel Kleinarbeit geleistet, die nicht weiter bekannt geworden ist. Durch beharrliches Zusammentragen aller zunächst unscheinbar erscheinenden Fortschritte ist das großartige Bild unserer neuzeitlichen Martinofentechnik entstanden.

---

[1]) Vgl. z. B. Martinverfahren in Alexandrowsky, Stahl und Eisen, 1882, S. 478.

[2]) Versuche von Wasum in Bochum. Bischofs Veröffentlichungen 1893.

Um zu zeigen, wie langsam es mit dem Martinverfahren bis Ende der Achtziger Jahre vorwärtsging, ist die nachfolgende Zahlentafel eingefügt:

Erzeugungsmengen an Siemens-Martinflußeisen in Tonnenmillen[1]).

Jahr	Groß-britannien	Österreich-Ungarn	Schweden	Vereinigte Staaten von Amerika	Deutschland
1870	11	0,3	—	1,4	— [2])
1872	42	9,7 (?)	—	2,7	—
1874	90,5	3,4	—	6,4	—
1876	123	14,6	3,6	10,5	—
1878	175,5	25,9	3,6	32,6	—
1880	255	28,5	9,1	102,2	36
1882	443	48,0	15,8	145,1	153
1884	475	52,4	24	119,6	313
1886	705	43,0	34,3	222,8	211
1888	1 314	104,5	45,0	319,3	409
1890	1 564	211,9	73,0	521,5	388

Die neuzeitlichen Zahlen findet der Leser auf S. 4 und auf Abb. 173.

30. Allgemeines über Gaserzeuger[3]).

Buchliteratur über Gaserzeuger, außerhalb der Lehr- und Handbücher über Hüttenkunde.

Ledebur. Gasfeuerungen. Leipzig bei Felix.
Ferdinand Fischer. Chemische Technologie der Brennstoffe. Braunschweig bei Vieweg.
Derselbe. Taschenbuch für Feuerungstechniker. Leipzig bei Leiner.
v. Jüptner und Toldt. Generatoren und Martinöfen. Leipzig bei Felix.
Toldt. Regenerativgasöfen. Ebenda.
Dichmann. Der Basische Herdofenprozeß. Berlin bei Springer.
de Grahl. Wirtschaftliche Verwertung der Brennstoffe. München bei Oldenbourg.
Wendt. Doktorarbeit. Forschungsarbeiten d. V. d. Ingenieure. Berlin bei Springer; Auszüge Z. d. V. d. Ing. 1913, S. 291 und 1914, S. 1481.
Kurt Neumann. Doktorarbeit Dresden. Vorgänge im Gaserzeuger auf Grund des zweiten Hauptsatzes der Thermodynamik.
Waldeck. Gasgeneratorbetrieb. Halle bei Knapp.
Quasebart. Vergasungsversuche mit dem Morgangenerator. Doktorarbeit. Halle bei Knapp.
Markgraf. Experimentelle Untersuchungen über die Verwendung von Braunkohle im Martinbetrieb. Doktorarbeit Breslau 1912. Verlag Stahl und Eisen. Düsseldorf.
Hugo Krüger. Martinofenbeheizung. Doktorarbeit. Verlag Stahl und Eisen. Düsseldorf.

Andere Literaturangaben findet der Leser in den Fußnoten.

---

[1]) Nach Becks Geschichte des Eisens.

[2]) Zahlen für Deutschland zweifelhaft.

[3]) Das Wort »Generator« ist so sinnlos, daß der Verfasser es möglichst vermeidet und »Gaserzeuger« dafür setzt. Dies ist um so mehr angezeigt, als die Elektrotechnik auch dieses Wort in ganz anderer Bedeutung gebraucht.

Das Wort »Generatorgas« ersetzt der Verfasser möglichst durch »Kohlengas« oder je nachdem »Steinkohlengas, Torfgas« usw. oder auch kurzweg durch »Gas«, wenn eine Verwechslung mit »Leuchtgas, Koksofengas« usw. ausgeschlossen ist.

Dieses Kapitel muß in dem Ausblick verfaßt werden, daß auch andere Öfen im Eisenhüttenwesen, in erster Linie Schweiß-, Wärm- und Glühöfen sich der Gaserzeuger bedienen. Wenn sie an die Reihe kommen, wird auf diese Ausführungen zurückverwiesen werden. Beim Martinofen ist aber der richtige Platz; denn wir haben S. 263 erfahren, daß hier die unmittelbare Feuerung mit festen Brennstoffen einfach versagt, weil sie nicht genügende Temperatur liefert, selbst wenn man die beste Kohle anwendet.

Das ist bei Schweiß- und Wärmöfen nicht der Fall. Wenn man hier Gasfeuerung gebraucht, so tut man es aus wirtschaftlichen Gründen oder auch in Rücksicht auf die Rauchplage oder auch, weil bei der Gasfeuerung der Betrieb leichter zu überwachen und zu regeln ist.

Um die wirtschaftliche Frage beim Martinofen und anderwärts zu verstehen, muß man auch gerade an geringwertige Brennstoffe denken, die im Gaserzeuger vergast, die erforderliche Temperatur im Ofen ergeben; auf dem Rost verbrannt, aber nicht einmal den Anforderungen der Wärmöfen genügen. Mitunter können sie überhaupt nicht auf diese Weise verbrannt werden.

Unter welchen Umständen es bei Wärmöfen und ähnlichen Feuerungen richtig ist, Gasfeuerung, Halbgasfeuerung oder Rostfeuerung anzuwenden, wird dort gesagt werden. Beim Martinofen ist die Entscheidung leicht. Hier ist nur die Umschaltgasfeuerung (Regenerativfeuerung) anwendbar. Es muß also unbedingt der Umweg über den Gaserzeuger eingeschlagen werden. Ein Umweg ist es immer, der im Gegensatz zur Rostfeuerung größeres Anlagekapital und auch größere Wärmeverluste durch Strahlung und Leitung an die Umgebung bedingt; aber diese Übelstände müssen in den Kauf genommen werden. Die größeren Wärmeverluste werden auch reichlich durch die Einschränkung des Luftüberschusses ausgeglichen.

Die Anfänge der Gasfeuerungen und Gaserzeuger sind S. 264 gekennzeichnet. Es unterliegt keinem Zweifel, daß es neben den Glashüttenbetrieben die Stahlschmelzöfen waren, die ihre Einführung gebieterisch forderten und ihre Weiterentwickelung herbeiführten. Beide Gebiete lagen in den Händen der Brüder Friedrich und Wilhelm Siemens, die gegenseitig ihre Erfahrungen austauschten. Bei Glasschmelzöfen handelt es sich nicht um sehr hohe Temperaturen, sondern um große mit Häfen (das sind Schmelzgefäße aus Ton) besetzte Heizräume, deren gleichmäßige Erhitzung ohne Umschaltfeuerung schwierig ist.

Vergasen heißt: »Erhitzen bei beschränktem Luftzutritt«. Im Gegensatz dazu steht Verkohlen oder Verkoken, d. h. Erhitzen unter Luftabschluß und Verbrennen, d. h. Erhitzen unter unbeschränktem Luftzutritt.

Der Gaserzeugervorgang ist dadurch gekennzeichnet, daß ein Schacht von oben mit Brennstoffen gefüllt wird. Diese verbrennen mit oder ohne Anwendung eines Rostes. Die Gase treten oben seitwärts aus. Das Aufgeben der Kohle muß so geschehen, daß beim Öffnen des Deckels die Außenluft durch einen zweiten darunterliegenden Verschluß abgesperrt ist.

Die Verbrennung soll eine unvollständige sein. Die Luftzufuhr muß deshalb eingeschränkt werden, was durch Einhaltung einer hohen Brennstoffschüttung ermöglicht wird. Durch die Schütthöhe regelt man den Gang des Gaserzeugers; man paßt sie den verschiedenen Brennstoffen und ihrer Stückgröße an.

Als solche kommen: Holz, Torf, Braunkohle, Steinkohle, Anthrazit, Koks in Betracht. Für Martin- und Wärmofenzwecke bildet aber Steinkohle in Gestalt der Gasflammkohle und Gaskohle der Ausgangspunkt unserer Betrachtungen; die anderen Brennstoffe sollen angegliedert werden.

Man kann ohne und mit künstlicher Wasserdampfzufuhr vergasen. Im ersteren Falle hat man »Luftgas«, im letzteren »wasserstoffreiches Gas«, oder bei noch höherem H-Gehalt »Wassergas«, oder auch Mondgas, wenn Ammoniakgewinnung dabei betrieben wird. Es gibt auch noch einige andere Sonderbezeichnungen.

Den Namen »Mischgas« an Stelle »wasserstoffreiches Gas« sollte man nicht gebrauchen, auch schon deshalb nicht, weil Verwechslungen mit wirklich gemischten Gasen z. B. Koksofengas mit Hochofengas usw. vorkommen können. Sein Name ist geprägt, weil bei Wassergasdarstellung älterer Art Wassergas und Luftgas getrennt aufgefangen wurden. Vermischte man beide, erhielt man ein Gas mit mittlerem H-Gehalt; dies war das Mischgas.

Bei Steinkohlenvergasung braucht man keine besondere Bezeichnung; denn es wird Luftgas kaum noch erzeugt. Immer führt man Wasserdampf künstlich ein, schon um die Temperatur zu drücken und eine Schlackenbildung zu vermeiden.

Neben Heizgas gibt es auch Kraftgas für motorische Zwecke. Hier soll dessen Erzeugung nur gestreift und nur da erwähnt werden, wo die gleichen Verfahren für beide Gattungen gebraucht werden. Das Gas für Kraftzwecke ist anders geartet. Es wird meist aus Koks oder Anthrazit hergestellt und hat wenig oder garkeine Kohlenwasserstoffe und meist einen höheren H-Gehalt, der hier Vorteile hat.

31. Der Bau und Betrieb des Gaserzeugers.

Die geschichtliche Entwicklung des Baus.

Wir müssen mit dem **Siemensgaserzeuger** unter Übergehung seiner Vorläufer (**Bischof, Ebelman.** vgl. S. 264) beginnen (vgl. Abb. 182):

Er hat sich lange in seiner einfachen Form mit quadratischem Schacht, ohne Gebläse behauptet, weil er bei sorgsamer Bedienung sehr zuverlässig arbeitete und gutes Gas lieferte.

Kennzeichnend war seine Aufstellung **auf tiefer Sohle**, damit die Gase, allein ihrem Auftrieb folgend, die Widerstände der Kohleschüttung und der Leitung bis zu den Brenneköpfen überwinden konnten. Diese tiefe Aufstellung führte bei den alten Martinwerken zu den engen, heißen und schlecht zu überwachenden **Gaserzeugergruben** (vgl. Abb. 183).

Die Vergaseleistungen waren allerdings gering. Die Gaserzeuger erforderten viel Ausrostarbeit und ließen viel Kohlenstoff in die Asche gelangen; auch stellten sie hohe Anforderungen an die Beschaffenheit der Kohle. Man vereinigte meist vier Gaserzeuger in einem Block mit gemeinsamem Gasabzugrohr.

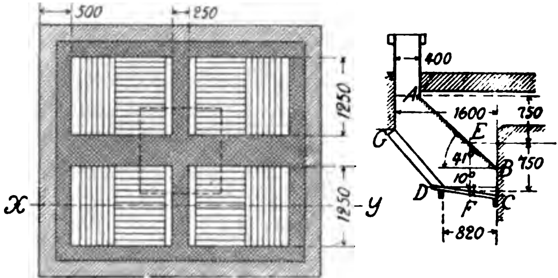


Abb. 182. Alter Siemensgaserzeuger. Links unten ist ein Block mit vier Schächten und gemeinsamer Gasabführung in der Mitte (punktiert) angedeutet. Rechts unten ist die Konstruktion des Rostes gekennzeichnet, um eine Schütthöhe von 750 mm über Planrostmitte zu haben. In den Schnitten sieht man den Doppelverschluß der Füllöffnung und die Schürlöcher.

Ein Fortschritt war die Einführung des Dampfstrahlgebläses und einer Tür vor dem Aschenraum, um die Roste infolge der Wasserdampfzersetzung zu kühlen und ihre Verschlackung zu mindern. Daß man vielfach infolge Übertreibung der Dampfzufuhr schlechte Erfahrungen machte, werden wir bei Erörterung der Menge des Wasserdampfes verstehen. Solche Mißerfolge führten dann vielfach wieder zu den alten

Anordnungen zurück und lähmten lange Zeit den Fortschritt, der erst Ende der neunziger Jahre mit Erfolg einsetzte[1]).

Es müssen noch die Gaserzeuger von Boëtius und Bicheroux genannt werden, die bei Halbgasfeuerungen mit gutem Erfolge angewandt wurden und noch heute angewandt werden (vgl. Schweißöfen usw.). Beide sind dem Siemensgaserzeuger nachgebildet; jedoch wird die Kohle oben durch einen breiten Schlitz aufgegeben, indem das Kohlenhaufwerk dabei den Zutritt der Außenluft abschließt.

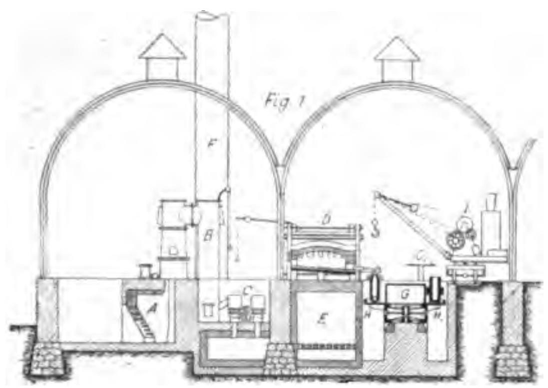


Abb. 183. Siemensgaserzeuger und Martinofen im Martinwerk Alexandrowsky bei St. Petersburg. Kennzeichnend ist die tiefe Lage der Gaserzeuger (vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 478).

Der Gaserzeuger von Gröbe-Lürmann[2]) arbeitete mit fortlaufend mechanisch eingesetzter Kohle und abgetrenntem, durch von außen zugeführte Ofenabgase geheiztem Entgasungsraum, um ihn von dieser Wärmeausgabe zu entlasten. Er hat trotz aller Bemühungen nicht Erfolg gehabt. Heute sind diese Bemühungen in anderer Form wieder aufgenommen, um Gaserzeugerteer und daraus Schmieröl und Treiböl zu gewinnen (Tieftemperaturvergasung).

Abb. 184. Oberschlesischer Gaserzeuger mit sog. Kreuzgewölbe. Oberhalb des Kreuzgewölbes sind Schüröffnungen, unterhalb Aschenziehöffnungen angeordnet. Der Wind tritt von unten her ein. Oben befinden sich vier Füllöffnungen.

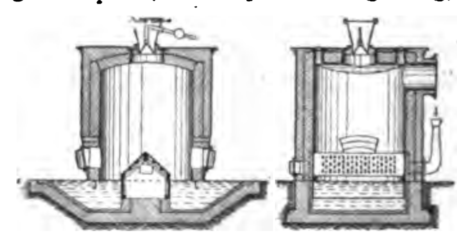


Abb. 185. Duffs Gaserzeuger mit Dachrost.

Man ging in der Folgezeit zu größeren Querschnitten über, sah sich dabei aber gezwungen, statt des einseitigen Treppenrostes einen doppelseitigen und dementsprechend eine zentrale Beschickung

[1]) Vgl. den Vortrag von Springorum 1897. Damals gab es noch viel Siemensgaserzeuger.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1887, S. 382 (Steffen). Ebenda, 1888, S. 369 (Schmiedhammer).

anzuwenden. Man gelangte zu einer Anordnung, die oben einen kreisrunden, unten einen quadratischen Querschnitt zeigt. **Blezinger**[1]) ging 1893 noch weiter, führte den kreisrunden Querschnitt bis unten durch und schloß den Gaserzeuger durch einen **Korbrost** ab (Abb. 186). Auf diese Weise gelangte man zu einer großen Rostfläche. Da die Asche im Wege

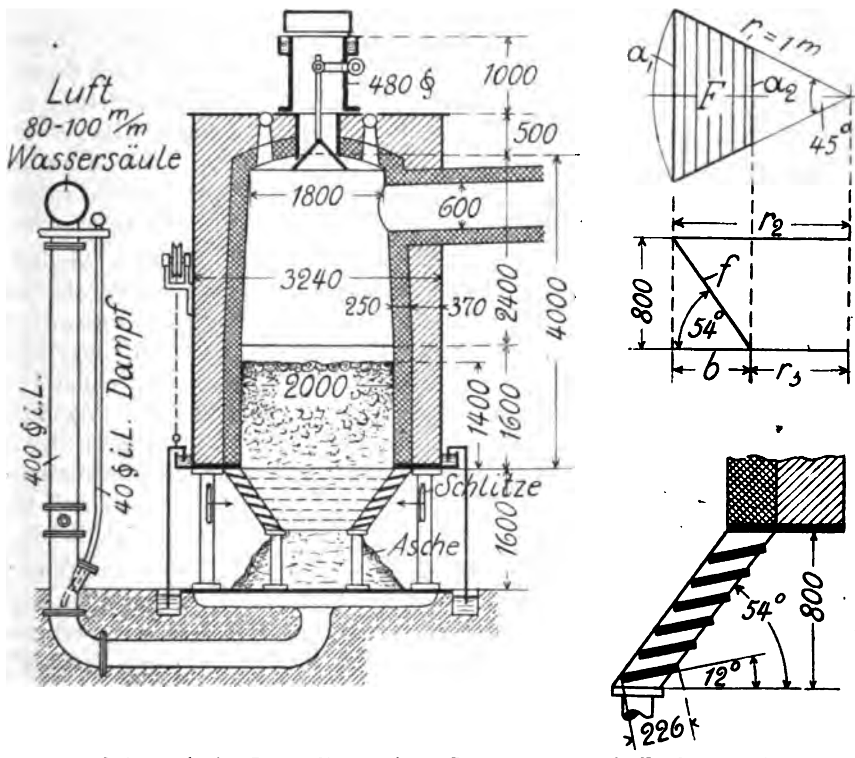


Abb. 186. Schematische Darstellung eines Gaserzeugers mit Korbrost, mit getrennter Wind- und Dampfzuführung. Der Wind tritt durch die Schlitze der äußeren Tragsäulen ein. Leistung bei 2 m ∅ 7 t Kohlen in 24 Stunden.

Winddruck = 80—100 mm Wassersäule

$$\text{Rostfläche (bei } r_1 = 1\,m;\ r_2 = 0{,}92\,m \cdot r_3 = 0{,}34\,m;\ f = 1\,m) = 8 \cdot \frac{(a_1 + a_2)}{2} \cdot f$$

$$= 8 \cdot \frac{0{,}76 + 0{,}28}{2} \cdot 1 = 8 \cdot 0{,}52 = 4{,}16\ \text{qm}$$

$$\text{Freie Rostfläche} = \frac{60}{100} \cdot 4{,}16 = 2{,}5\ \text{qm.}$$

war, mußte man den Wind durch Schlitze in den Tragsäulen des Schachtmauerwerks eintreten lassen. Den Abschluß des Rostraums gegen die Außenluft bewirkte man durch eine **Blechglocke**. Der Korbrost war unten offen; er wurde durch die Asche verschlossen; ein Fortschritt, der zu den rostlosen Gaserzeugern hinüberleitete. Diese Korbrostgaserzeuger

[1]) **Beck** V, S. 422. Stahl und Eisen, 1893, S. 462.

haben sich bis zum heutigen Tage mit vollem Erfolg behauptet. Es gibt viele Fachleute, die sie den unten genannten Drehrostgaserzeugern vorziehen, weil sie auch bei schlechter und wechselnder Kohlenbeschaffenheit nicht versagen.

Ein Vortrag von Springorum 1897 kennzeichnete den damaligen Stand der Gaserzeuger auf Hüttenwerken. Man vergaste damals 7 t westfälische Steinkohle in 24 Stunden in einem Korbrostgaserzeuger und begann auch damals den Wind durch ein Kapsel- oder Schleudergebläse statt durch Dampfstrahlgebläse einzuführen. Abstichgaserzeuger (mit flüssiger Schlacke) waren in Österreich in Gebrauch, hatten sich aber in Westfalen nicht bewährt.

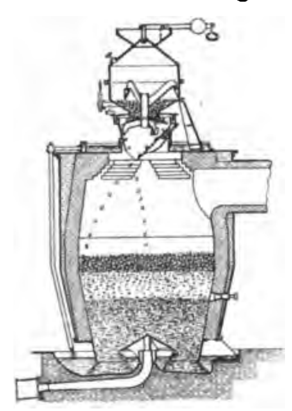


Abb. 187. Morgangaserzeuger mit mechanischer Beschikkung und gleichmäßiger Verteilung der Kohle. Die Kohle gelangt auf einen Drehteller und von da auf einen sich drehenden exzentrischen Trichter. Dabei fällt immer ein Teil nach außen, ein anderer nach innen. Die Fallpunkte wechseln aber für alle Radien der Kreisscheibe, so daß eine regelmäßige Verteilung auf die ganze Fläche erfolgt. Unten sieht man die Luftzuführung durch ein kräftiges Dampfstrahlgebläse. Der Gaserzeuger besitzt keinen Rost. Als Abschluß dient der Aschenkegel. (Vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 387.)

In der Folgezeit beseitigte man vielfach die lästige Arbeit des Ausrostens dadurch, daß man die Kohle auf dem Aschenhaufen ruhen ließ, in den von der Seite oder von unten her der Wind einströmte und einen Teil der Aschenwärme wieder einführte. Von Zeit zu Zeit zog man einen Teil der Asche durch Türen heraus, um eine konstante Aschenhöhe zu halten. Solche Gaserzeuger haben sich bis auf den heutigen Tag erhalten (vgl. Abb. 184).

Ein weiterer Schritt war, statt der Türen Wasserabschluß anzuwenden, was allerdings den Wasserdampfgehalt des Gases erhöht. Dies bedeutet für Martinöfen einen Nachteil, den man aber erst später erkannte. Als Beispiele solcher Wasserabschluß-Gaserzeuger sind der Duff- und vor allem der Morgangaserzeuger zu nennen (Abb. 185 und 187). Namentlich der letztere wurde vielerorts eingeführt und lieferte auch gute Ergebnisse, wenn er nicht überlastet wurde. Daß er mit Dampfstrahlgebläse betrieben wurde, war ein Nachteil, der sich durch Einführung eines Schleudergebläses beseitigen ließ.

Die Gaserzeugerliteratur damaliger Zeit gibt ein recht krauses Bild[1]). Jedes Jahr erschienen neue Anordnungen, die vielfach bald wieder aus dem Gesichtskreise verschwanden (vgl. die Abb.). Dies währte so lange, bis der von Kerpely erfundene Drehrostgaserzeuger zuerst in Donawitz eingeführt und dann nach Deutschland übertragen wurde, was etwa um 1905 geschah.

[1]) Vgl. den Vortrag von Johannes Körting, Stahl und Eisen, 1907, S. 685 u. 800.

Abb. 188. Morgangaserzeuger **eines westfälischen Werkes nebst Gasleitung (etwa um 1907 erbaut). Der Wind wird durch ein Gebläse (nicht durch ein Dampfstrahlgebläse) erzeugt. Man sieht die Schürlochverschlüsse und den Staubsack ohne Wasserverschluß.**

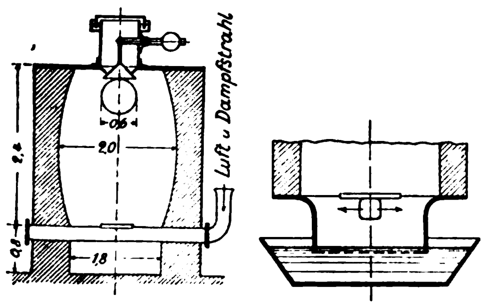


Abb. 189 und 190. Rostloser Gaserzeuger von Alex Laughlin **in Pittsburg. Aus dem Reiseskizzenbuch des Verfs.**

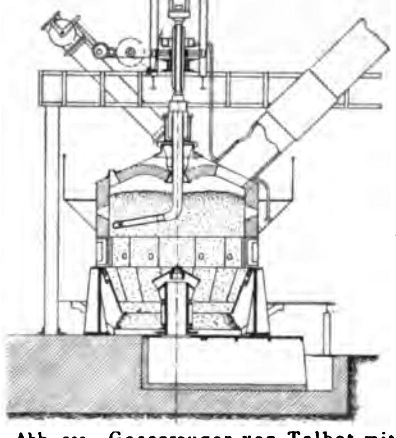


Abb. 191. Gaserzeuger von Talbot mit Rührwerk. **Der Rührarm wird während der Drehung zeitweise hydraulisch gehoben und gesenkt. Der Rührarm ist aus Stahlformguß als wasserdurchflossener Hohlkörper hergestellt. Leistung bis 30 t in 24 Stunden. (Stahl und Eisen, 1910, S. 1002).**

Dieser Kerpelygaserzeuger löste die Aufgabe des Auflockerns der Kohleschüttung und der selbsttätigen Aschen- und Schlackenaustragung und ersparte die Ausrostarbeit, die bis dahin so große Lohnausgaben und Betriebsschwierigkeiten gemacht hatte, weil geringe Fehler und Nachlässigkeiten bei dieser schlecht zu überwachenden Arbeit sogleich Störungen zur Folge hatten. Man konnte auch mit einer geringeren Wasserdampfmenge auskommen, weil man nicht mehr ein Verschlacken des Rostes zu befürchten hatte[1]).

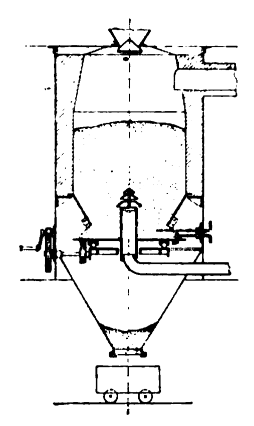


Abb. 192. Taylorgaserzeuger mit zentraler Windeinführung und Drehteller (Stahl und Eisen, 1910, S. 995). Diesen Gaserzeuger erwähnt Springorum in seinem Vortrage, (Stahl und Eisen, 1897, S. 397) unter Beifügung einer Abbild.

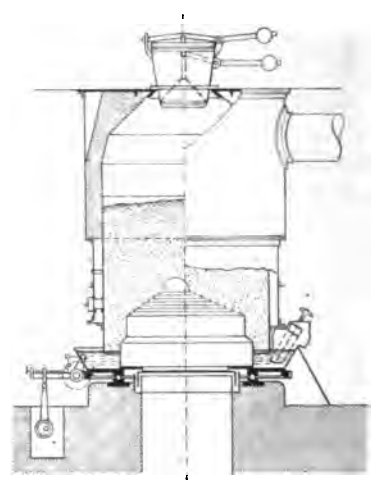


Abb. 193. Kerpelygaserzeuger mit abgeändertem Rostkörper (Kerpely wendete rhombischen Grundriß an. Nach Stahl und Eisen, 1910, S. 997).

Der Kerpelygaserzeuger hatte im Drehtellergaserzeuger von Taylor[2]) einen Vorläufer. Der Vergleich der Abb. 192 und 193 lehrt aber, daß es sich um eine ganz selbständige Erfindung handelt. Kerpely's Gaserzeuger besitzt einen regelrechten Rostkörper, der bei Taylor fehlt.

Auch der Kerpelygaserzeuger hat noch mehrere weitere Erfindungen ausgelöst, die aber an der Grundidee nichts geändert haben. Seine Erfindung bildet tatsächlich einen Einschnitt in der Entwicklung der Gaserzeugerformen.

Im Folgenden soll der geschichtliche Faden verlassen werden, und die Darstellung den einzelnen Aufgaben des Betriebes und ihrer Lösung folgen:

---

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 541.

[2]) Stahl und Eisen, vgl. den obengenannten Vortrag von Springorum, auch ebenda, 1894, S. 952.

Die Tagesleistung und der Querschnitt des Gaserzeugers. Schütthöhe. Durchsatzzeit.

Die alten Siemensgaserzeuger vermögen nur 40—50 kg Steinkohle stündlich für 1 qm freie Rostfläche zu vergasen, bei Unterwind bis 90 kg (etwa 2 t in 24 Stunden). Auf 1 qm Schachtquerschnitt umgerechnet, ergibt der letztere Fall 45 kg Steinkohle stündlich. Der Schachtquerschnitt mißt nur etwa 2,0 qm.

Bei Korbrostgaserzeugern geht man bis 130 kg für 1 qm freie Rostfläche, oder 93 kg stündlich für 1 qm Schachtquerschnitt. Der Schachtquerschnit beträgt meist 3,1 qm (2 m ϕ).

Bei neuzeitlichen Gaserzeugern fällt der Begriff der freien Rostfläche fort, weil der Rost durch die Asche gebildet wird. Man tut aber gut, auch bei Drehrostgaserzeugern diesen Begriff aufrecht zu erhalten, um den Windeinströmungsquerschnitt für die t stündlich vergaster Kohle richtig zu bemessen. Man vergast in Drehrostgaserzeugern für 1 qm lichten Schachtquerschnitt 130—150 kg Steinkohle stündlich, bei Braunkohle entsprechend mehr und wendet Durchmesser von 2—3 m an.

Jedoch darf man einen einheitlichen Wert nicht erwarten, auch wenn man andere Brennstoffe außerhalb der Steinkohle ausschließt; denn es kommt auf Korngröße und Staubgehalt an, auch auf das Backen der Kohle. Magerkohle ergibt z. B. bis 25% höhere Vergaseleistung.

Wählt man statt Steinkohle Braunkohle, so steigt die Leistung. Bei Braunkohlenbriketts z. B. um etwa 50%. Feinkörnige, mulmige Brennstoffe ergeben geringere Vergaseleistungen.

Dem Morgangaserzeuger ist der Kerpelygaserzeuger auch deshalb erheblich überlegen, weil seine bessere Windverteilung eine viel größere Tagesleistung zuläßt.

16 t Steinkohle für 24 Stunden gilt im Drehrostgaserzeuger bei einem lichten Durchmesser von 2,6 m als ganz normale Leistung. Auch etwas darüber hinausgehende Zahlen sind bekannt geworden.

Man hat bei 3 m lichten ϕ bis zu 25 t Steinkohle und 35 t Braunkohle vergast. Für Braunkohlenbriketts hat Kassel[1]) bei 15—18 t und 2,6 m ϕ den besten Verlauf festgestellt (1,3 m Schütthöhe). Vergrößert man den Durchmesser, so muß man auch den Winddruck erhöhen, wahrscheinlich annähernd im Sinne der Quadrate, also bei Vergrößerung von 2,6 auf 3,0 m im Verhältnis von 150 : 200 m/m Wassersäule.

Den Durchmesser über 3 m zu vergrößern wird wegen der Schwierigkeit, die die gleichmäßige Verteilung des Windes bereitet, nicht angezeigt sein.

Besteht die Aufgabe, die Abmessungen eines Gaserzeugers festzulegen, so kann man entweder von der freien Rostfläche oder dem Schachtquerschnitt ausgehen. Das letztere geschieht bei neuzeitlichen

---

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 1205.



Gaserzeugern. Hat man z. B. 60 t Steinkohle in 24 Stunden oder 2500 kg stündlich zu vergasen, so braucht man, je nachdem man

a) alte Siemensgaserzeuger
b) Korbrostgaserzeuger
c) Drehrostgasgaserzeuger anwendet,

a) $\frac{2500}{45} = 55$ qm lichten Querschnitt; 28 Schächte je 2 qm (7 Blocks)
b) $\frac{2500}{93} = 26$ » » » ; 8 Schächte 2 m ϕ
c) $\frac{2500}{140} = 18$ » » » ; 4 Schächte 2,6 m ϕ (reichlich).

Dementsprechend muß die Windmenge des Gebläses berechnet werden.

Es handelt sich weiter darum, welche Schütthöhe eingestellt werden soll. Wir müssen hier den Begriff der Durchsatzzeit einführen, im Sinne der Maßgabe, daß jedem Brennstoff eine bestimmte Durchsatzzeit zukommt und dieselbe bleibt, gleichgültig ob die Vergaseleistung in der Zeiteinheit groß oder klein ist.

Der Verfasser wendet hier den folgenden Gedankengang an: Gesetzt den Fall, daß ein Korbrostgaserzeuger von 2 m ϕ und 1,1 m Schütthöhe bei Steinkohle und 7 t Tagesleistung gute Gasbeschaffenheit ergeben habe, so wird die Durchsatzzeit D ermittelt:

$T = \frac{F \cdot 24}{D}$[1]; $D = \frac{F}{T} \cdot 24$; wobei F = Fassungsvermögen in t, T = Vergaseleistung für 24 Stunden in t

$$D = \frac{3,1 \cdot 1,1 \cdot 0,9^{2)}}{7} \cdot 24 = 10,6 \text{ Stunden.}$$

Sollen in einem Drehrostgaserzeuger von 2,6 m ϕ, bei Anwendung derselben Durchsatzzeit 16 t vergast werden, so ist

$$F = \frac{D \cdot T}{24} = \frac{10,6 \cdot 16}{24} = 7,07 \text{ t} = \frac{7,07}{0,9} = 7,85 \text{ cbm,}$$

was einer Schütthöhe von $\frac{7,85}{5,3} = 1,48$ m entspricht.

Bei derselben Durchsatzzeit sind auch andere Tagesleistungen anwendbar, ohne daß die Gasbeschaffenheit eine andere wird. Es ergeben sich dann aber andere Schütthöhen

bei 12 t Tagesleistung; Schütthöhe = 1,1 m
» 16 » » » = 1,48 »
» 20 » » » = 1,85 »

Daraus folgt, daß bei demselben Gaserzeuger die Schütthöhe der Tagesleistung und diese wieder der Kohlengattung entsprechend eingestellt werden muß.

---

[1]) Wird die Füllung in 24 St. einmal durchgesetzt, so ist T = F und D = 24 St. Geschieht es in der halben Zeit, so ist T doppelt so groß. $T = \frac{24}{12} \cdot F$. Allgemein $= \frac{24}{D} \cdot F$.

[2]) 1 cbm Gaskohle = 900 kg.

Große Tagesleistung setzt große Schütthöhe und hohen Winddruck voraus. Es besteht aber insoforn eine Grenze, als man bei einer weiteren Vergrößerung die Gebläseleistung zu groß wird, und die Windverteilung nicht mehr regelrecht erfolgt, so daß Trichterbildungen infolge von Wirbelströmungen innerhalb der Kohle entstehen. Diese Grenze läßt sich nur durch Versuche bestimmen; es kommt gerade auf die Neigung zum Backen und auf die Körnung der Kohle an, wobei auch die Rücksicht auf die Überführung von Staub in die Leitung mitspricht.

So verträgt oberschlesische und engliche Kohle eine fast doppelt so große Schütthöhe wie westfälische[1]).

Backende Kohlen vertragen nur eine kleine Schütthöhe. Um dies auszugleichen, vergast man stark backende Kohle in Gaserzeugern mit sehr großem Druckmesser.

Bei Kokslösche, wo ein regelmäßiges Korn und keine Neigung zum Backen besteht, kann man Hochdruckgaserzeuger[2]) mit Winddrücken bis zu 700 m/m Wassersäule anwenden, um größere Tagesleistungen zu erzielen. Dasselbe gilt in noch größerem Maße für Koks. So werden in den Abstichgaserzeugern für Koks außerordentlich große Vergaseleistungen erzielt (vgl. weiter unten).

Einheitliche Schütthöhenmaße lassen sich nicht geben. Als Richtwerte kann man etwa 1,0—1,4 m für Steinkohle, 1,3—2,0 m für stückige Braunkohle (Braunkohlenbriketts etwa 1,7 m) betrachten, von Mitte der Treppenrostflächen des Korbrostes oder der Haube bei Drehrostgaserzeugern gerechnet.

Bei Versuchen entscheidet die Gasanalyse (CO_2-Gehalt). Ein gutes Hilfsmittel bietet aber auch die Beobachtung des Gasdrucks der ausfließenden Gase. Er darf 40—50 m/m Wassersäule keinesfalls übersteigen. Meist findet man aber Werte von etwa 30—35 m/m.

Hat man die günstigste Schütthöhe für einen bestimmten Durchmesser festgestellt, so kann man sie nicht ohne Gefahr auf einen anderen Durchmesser übertragen.

Am besten scheint sich bei Drehrostgaserzeugern der lichte Durchmesser von 2,6 m für Steinkohle und von 2,0 m für Braunhohle bewährt zu haben, mit den Vergaseleistungen (24 Stunden) von 13,0—22 t und 14—18 t. Einen Durchmesser von 3,0 m wählt man nur bei stark backender Kohle (18—22 t). Kleinere Durchmesser kommen nur für kleinere Betriebe in Betracht[3]).

Der Verfasser fand auf einem niederrheinischen Werke 6 Drehrostgaserzeuger Bauart Thyssen 3 m ⌀; 20 t schwach backende Kohle in 24 Stunden, für eine Martinofentageserzeugung von 550 t.

[1]) Vgl. Munzel Stahl und Eisen, 1911, S. 1493. Bei westfälischer Kohle nur 0,5 m, bei oberschlesischer und englischer 0,8 – 1,0. Andere wenden aber höhere Schütthöhen als 0,5 m an.

[2]) Hochdruckgaserzeuger System Kerpely, Stahl und Eisen, 1911, S. 2140.

[3]) Angaben der Gesellschaft für Gasfeuerungstechnik in Dresden (Kerpelypatente). Vgl. auch Stahlwerkskommission 1919 (Donner).

Allerdings muß erwähnt werden, daß Drehrostgaserzeuger bei wechselnder und geringer Kohlenbeschaffenheit vielfach versagt haben. Dies hindert zuweilen ihre Einführung und weitere Verbreitung.

Das Aufgeben der Kohle.

Statt der Siemensschen Flügelklappe wandte man in der Folgezeit Füllrümpfe mit dem Parryverschluß (vgl. Hochofen) an. Durch

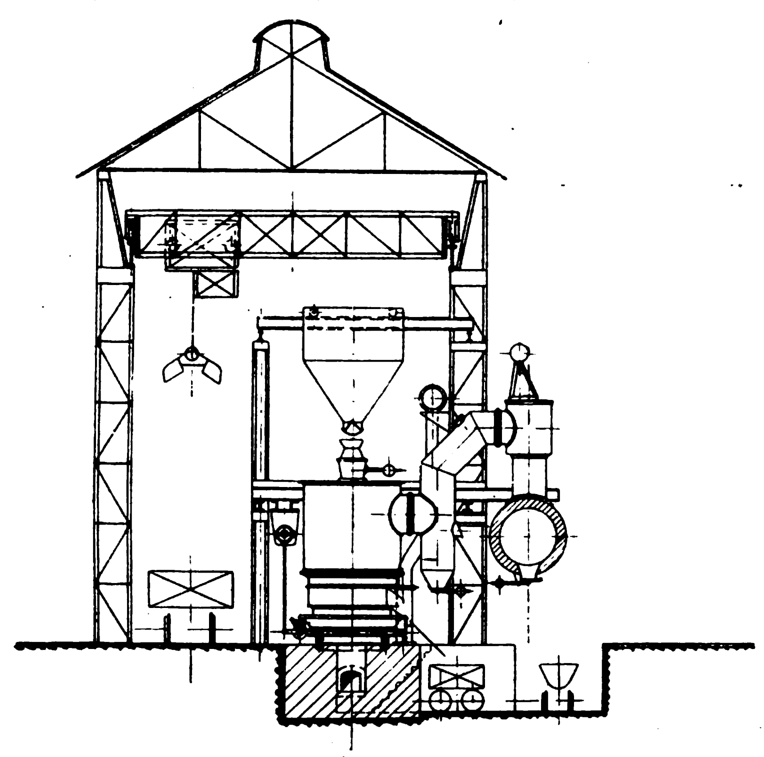


Abb. 194. Beschickung und Gasleitung eines Thyssengaserzeugers.

höheres oder niedrigeres Einstellen des Trichters kann man die Kohle mehr nach außen oder mehr nach der Mitte werfen.

Morgan hat einen mechanisch bewegten Drehteller eingeführt, um die Kohle ganz gleichmäßig auf die Fläche zu verteilen (vgl. Abb. 187)[1]. Einen bleibenden Erfolg hat er nicht gehabt. Dies war noch weniger einer in den Füllrumpf eingebauten Brechvorrichtung beschieden, die auf gleichmäßige Stückgröße zerkleinern sollte. Es entsteht zu viel Staub[2].

[1]) Stahl und Eisen, 1905, S. 387 (Wolff), vgl. auch Canaris ebenda, 1908, S. 541.

[2]) Stahl und Eisen, 1907, S. 800.

Das Füllen des Rumpfes geschieht heute nicht mehr mit der Schaufel, sondern entweder mit Kohlenkästen, die vom Laufkran gehoben und aufgesetzt werden, um die Bodenklappen zu öffnen; oder es ist ein Bunker oder eine Transportrinne mit Anschlußstutzen und Schiebern unmittelbar über den Gaserzeugern angeordnet. Derartige Anlagen setzen neuzeitliche Entlade- und Hebevorrichtungen voraus — meist Laufkräne, die mit Kübeln und Greifern arbeiten, auch vielfach diese Kübel von Plattformwagen herunterheben [1]) (Abb. 194, 202 bis 205, auch Tafel VII u. VIII).

Das Beseitigen der Asche und Schlacke. Rostverschlackung.

Bei älteren Gaserzeugern muß Asche und Schlacke durch Handarbeit entfernt werden. Man nennt dies »das Ausrosten«, eine schwere, schlecht zu überwachende Arbeit.

Bei gewöhnlichen Rosten und Korbrosten muß man durch Eintreiben von Eisenstäben einen »falschen Rost« schlagen, dessen Auflagerflächen beim Bau vorgesehen werden müssen [2]). Durch ihn wird die Kohleschüttung abgefangen, und das Ausräumen und Reinigen der Roststäbe kann beginnen. Diese Arbeit muß mindestens alle 24 Stunden einmal geschehen. Das genügt aber nicht, wenn die Asche zum Fritten und Schmelzen neigt. Man muß dann im Betriebe durch Wasserdampfzuführung für Kühlung des Rostes sorgen. Es kann dies durch Dampfstrahlgebläse, oder durch sogenannte Wasserschiffe im Aschenfall oder durch Dampfzusatz zum Gebläsewind geschehen.

Das letztgenannte Verfahren ist das beste, weil es die Wasserdampfmenge unabhängig von der Luftmenge einzusetzen erlaubt. Diese muß in engen Grenzen gehalten werden, weil sonst der Gaserzeuger zu kalt geht, und ein hoher Wasserdampfgehalt im Gase nachteilig ist (vgl. weiter unten). Daraus folgt, daß derjenige Gaserzeuger am besten ist, der mit dem kleinsten Wasserdampfzusatz auskommen kann. In dieser Richtung haben der Kerpelygaserzeuger und seine Nachfolger alle anderen Anordnungen geschlagen, auch die rostlosen und Wasserabschlußgaserzeuger.

Diese Drehrostgaserzeuger sind die einzigen Gaserzeuger, bei denen das Ausrosten ganz wegfällt. Dieser Umstand bedingt eine erhebliche Lohnersparnis und schränkt die Verluste durch Kohlenstoffgehalt der Asche ein, auch umgeht er die mit dem Ausrosten verbundenen Betriebsunterbrechungen und Gasverluste. Diese rühren daher, daß der Gaserzeuger vor Beginn des Ausrostens durch das Ventil gegen die Gasleitung abgeschlossen werden muß. Damit nicht die unter Druck

[1]) Vgl. z. B. Stahl und Eisen, 1908, S. 114. 12 Morgangaserzeuger mit je 8—10 t Kohlen in 24 Stunden. Durch einen Greiferkran werden Füllrümpfe (je 10 t) gefüllt. Die Halle hat eine Breite von 9,5 m.

[2]) Turk ordnete für diese Zwecke einen in wassergekühltem Gußeisen ausgesparten, verschließbaren Schlitz an.



stehenden Gase unter dem Rost austreten und die Arbeit unmöglich machen, muß man den Gaserzeuger oben öffnen. Die austretenden Gase und der Staub sind sehr lästig und gesundheitsschädlich, besonders bei Braunkohlenvergasung[1]).

Die Erfindung Kerpelys wird durch einen Helm auf rhombischer Grundfläche, mit visierartigen Luftschlitzen gekennzeichnet. Er ist auf die Drehschale aufgeschraubt; ein Wasser- und Aschenabschluß ermöglicht Gasdichte, auch beim Drehen. Die Asche und Schlacke fällt in die Drehschale und stößt gegen eine oder mehrere Pflugschare, um an diesen über den Rand nach außen zu klettern. Bei der Drehung im Wasser erfolgt eine Zerkleinerung und Aufbereitung, die sehr wichtig für den geringen C-Gehalt der Asche ist. Dieser Verlust läßt sich in günstigen Fällen bis auf 1—2 % des eingesetzten Kohlenstoffs herunterdrücken, während alte Gaserzeuger solche bis zu 20 % hatten[2]). Die Drehung erfolgt durch ein Schaltwerk sehr langsam, z. B. 2—4 Umdrehungen in 24 Stunden (0,5—1,5 PS). Der untere Teil des Schachtmantels besteht aus einem hohlwandigen, wassergekühlten Blechkörper. Seine Höhe richtet sich nach der Neigung zur Schlackenbildung und nach dem Brennstoff. Das Kühlwasser fließt unten ein und oben aus. Die Kühlwassermenge wird bei 70° Höchsttemperatur mit 0,4 cbm für 1 qm innere Mantelfläche bei Steinkohle und 0,2 cbm bei Braunkohle angegeben (Kerpelygaserzeuger).

Neuerdings hat man vielfach auf die Wasserkühlung verzichten müssen, weil immer wieder Undichtigkeiten auftraten, sobald der Gaserzeuger warm wurde. Die sogleich in Erscheinung tretenden Schlackenansätze mußten in den Kauf genommen werden, namentlich dann, wenn Braunkohlenbriketts vergast wurden, deren Asche im Wasser zementartige Eigenschaften annimmt[3]).

Die Grundidee von Kerpely ist von mehreren Firmen unter Abänderung der Gestalt des Haubenkörpers übernommen. Es besteht ja auch insofern Freiheit, als es nur darauf ankommt, durch Vorsprünge ein Aufrühren und Durcharbeiten zu bewerkstelligen.

Die Maschinenfabrik Thyssen[4]) wendet einen exzentrischen runden Körper an (Abb. 197 und 198).

Rehmann[5]) exzentrische Körper mit mehreren Haubenspitzen (Abb. 196).

Hilger[6]) einen Sternkörper (Abb. 195).

[1]) Um diese Übelstände zu beseitigen, hat man eine zweite Gasleitung und einen Sauger eingebaut. Dieser wird bei unten geöffnetem Gaserzeuger angestellt und saugt die Gase ab, um sie im Umlauf in die Hauptgasleitung hineinzudrücken. Stahl und Eisen, 1912, S. 1014 (Stahlwerk Becker in Willich).

[2]) Vgl. Versuche v. Jüptners und Toldt's (Leipzig, Felix) auch Waldecks Versuche (Knapp, Halle).

[3]) Stahlwerkskommission 1919 (Donner). Auch auf den Wasserabschluß verzichtet man meist.

[4]) Stahl und Eisen, 1907, S. 706.

[5]) Stahl und Eisen, 1907, S. 698.

[6]) Stahl und Eisen, 1911, S. 108 (Poetter in Dortmund).

Küppers[1]) dreht, um große Durchmesser anwenden zu können, beides, Mantel und Drehschale. Wassergekühlte Stacheln am Mantel

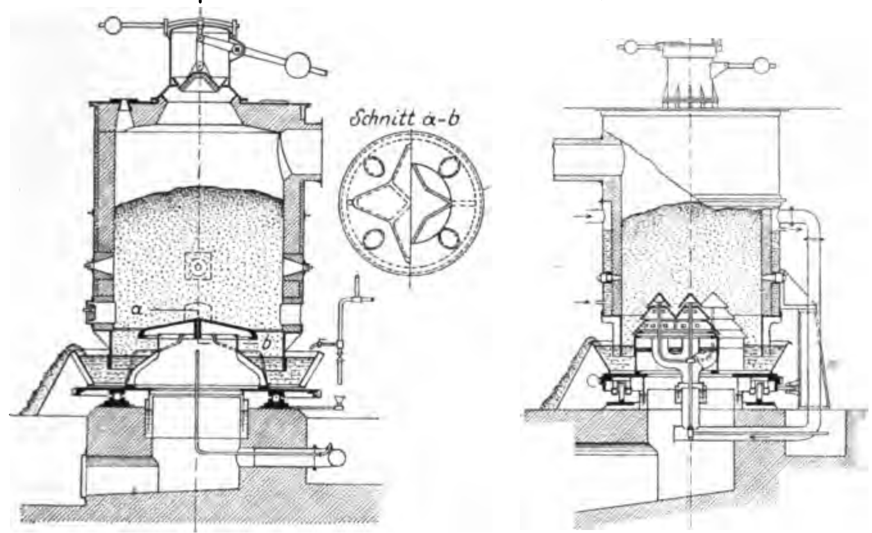


Abb. 195. **Hilgergaserzeuger** (Stahl und Eisen, 1910, S. 1000).

Abb. 196. **Gaserzeuger von Rehmann** (Stahl und Eisen, 1910, S. 999).



Abb. 197. **Schüssel des Drehrostgaserzeugers der Maschinenfabrik Thyssen** in Mühlheim-Ruhr mit exzentrischem Rostkörper.

und am Haubenkörper, letztere durch den Gebläsewind gekühlt, bewirken das Durcharbeiten.

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 636 (Schmidt und Desgraz).

Barthe[1]) wendet einen quadratischen Rostkörper an.

Poetter läßt gleichzeitig den Wind auch durch Formen in der Außenwand eintreten.

Ehrhardt und Sehmer, die den Bau von Morgangaserzeugern aufgegeben haben, wenden einen Drehkörper mit Pflugscharflächen an.

Der Gedanke, die Schlacke in flüssiger Form abzuscheiden, ist sehr alt. Schon Faber du Faur hat einen solchen Plan ausgearbeitet, der auch später in Wasseralfingen verwirklicht wurde. Man muß Zuschläge geben, um eine schmelzgerecht zusammengesetzte Schlacke zu haben.

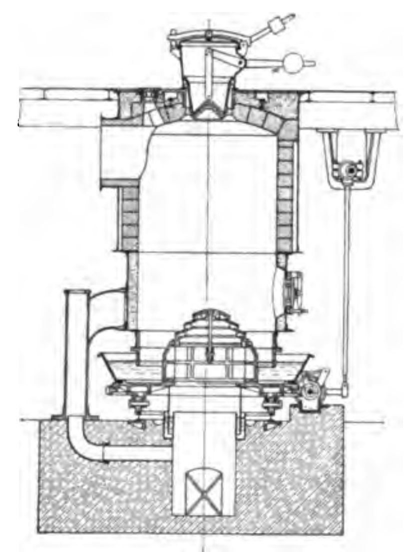


Abb. 198. Drehrostgaserzeuger der Maschinenfabrik Thyssen (Schnitt).

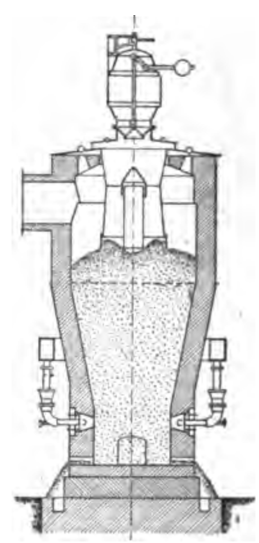


Abb. 199. Abstichgaserzeuger S. F. H. (Sepulchre, Fichet und Heurtey). (Stahl und Eisen, 1910, S. 1003).

Später griff Sailler und nach ihm Pietzka in Wittkowitz diesen Plan auf[2]). Es wurde in diesen mit hohem Winddruck und wassergekühlten Formen betriebenen Gaserzeugern flüssiges Eisen neben der Schlacke abgestochen. Diese Anordnungen haben sich aber nicht bewährt und sind 1893 auch in Wittkowitz verlassen[3]). (Neuerdings arbeiten daselbst Kerpelygaserzeuger.) Man muß bei ihnen den Gaserzeuger so heiß führen wie einen Hochofen. Das ist unwirtschaftlich[4]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1915, S. 1246.

[2]) Stahl und Eisen, 1898, S. 986. Als Gebläse diente ein Windstrahlgebläse, das mit Wind von 3 Atm betrieben wurde. Vgl. auch Pietzka's Puddelofen S. 43.

[3]) Stahl u. Eisen, 1897, S. 622 (Schmidhammer).

[4]) Neuerdings wird der Abstichgaserzeuger im Sinne einer Anordnung von S. F. H. (Sepulchre-Fichet-Heurthy. Abb. 199) wieder empfohlen. Die infolge des hohen Winddrucks bestehende hohe Abgastemperatur soll durch Dampfgewinnung nutzbar gemacht werden. Es soll wenigstens ein Teil der Asche auf diese Weise verflüssigt werden. (Vgl. Hofmann, Stahl und Eisen, 1910, S. 993).

In Deutschland hat man Versuche in dieser Richtung mehrfach gemacht. Springorum[1]) berichtet über ihren Mißerfolg und neuerdings wird dies Urteil auf Grund der Tatsache, daß Gewölbebildungen und Verstopfungen eintraten, bestätigt[2]).

Was anderes ist es bei der Vergasung von Koks, von der noch die Rede sein wird.

Rostlose Gaserzeuger, bei denen die Asche aus Türen herausgezogen wird, sind noch vielfach im Betriebe und werden, z. B. in Oberschlesien, wegen ihrer Einfachheit gelobt (Abb. 184). Aber auch dort hält der Drehrostgaserzeuger seinen Einzug. Man verwandte sie vor Erscheinen der Drehrostgaserzeuger besonders bei solchen Kohlen, deren Asche zur Schlackenbildung neigte, auch bei den Wassergaserzeugern.

Das Stochen.

Das Stochen muß geschehen, um die Gase gleichmäßig im Querschnitt zu verteilen. Unterläßt man es, so sucht sich der Wind Durchgänge und strömt aus einigen vereinzelten Trichtern aus. Dabei ist keine günstige Gaszusammensetzung zu erwarten.

Backende Brennstoffe bedürfen sehr aufmerksamer Stocharbeit, um CO_2-arme Gase zu erzeugen. Bei Braunkohlen braucht man vielfach garnicht zu stochen und bei mageren Steinkohlen viel weniger. Ein zu häufiges Stochen ist auch nicht angezeigt.

Man ist immer noch auf Handarbeit dabei angewiesen, nachdem Versuche von Talbot[3]) und einigen anderen Erfindern mechanisch bewegte, wassergekühlte Rührarme einzuführen, mißglückt sind (Abb. 191).

Das schwere Stocheisen, das durch Kette, Rolle und Gegengewicht in der Schwebe gehalten wird, wird von der Hand geführt, in die Kohle gesenkt, um aufzulockern und Kanäle zu schaffen.

Bei Drehrostgaserzeugern braucht man das Stocheisen nicht so tief herunterzuführen, weil die auflockende Wirkung des Drehrostes daselbst einsetzt.

Wichtig ist Fürsorge für Stochlochverschlüsse, die unnötige Gasverluste vermeiden und den Arbeiter schützen. Geschieht dies nicht, so wird die Arbeit schlecht gemacht. Solche Stochlochverschlüsse sind verschiedenartig gestaltet[4]). Das Stocheisen bildet selbst den Abschluß,

1) Stahl und Eisen, 1897, S. 396.

2) Stahl und Eisen, 1914, S. 1135.

3) Stahl und Eisen, 1903, S. 170; ebenda 1908, S. 1355, auch siehe den Vortrag von Körting, ebenda 1907, S. 685. Nach Stahl und Eisen, 1914, S. 631, betrugen die Vergasungskosten für 1 t Kohle bei Handstochen 3,13 M., bei mechanischem Stochen 1,86 M. (Amerika.) Die Leistung war doppelt so groß.

4) Man findet noch vielerorts die Krupp'schen Kugelverschlüsse. (Eine durchlochte Kugel) vgl. auch Gießereizeitung, 1907, S. 336.

kann dies aber nur unvollkommen ausführen. In der Neuzeit sind Anordnungen bekannt geworden, bei denen entweder ein Dampfstrahl oder ein Luftstrahl selbsttätig beim Öffnen des Deckels angestellt wird, in die Öffnung einströmt und die Luft mitreißt, so daß ein Gasaustritt unmöglich ist (Abb. 200). Man kann auch die Gase absaugen und unter den Rost eines Nachbargaserzeugers drücken[1]).

Wichtig ist auch, daß das Stocheisen alle Stellen der Kohlenoberfläche beherrschen kann.

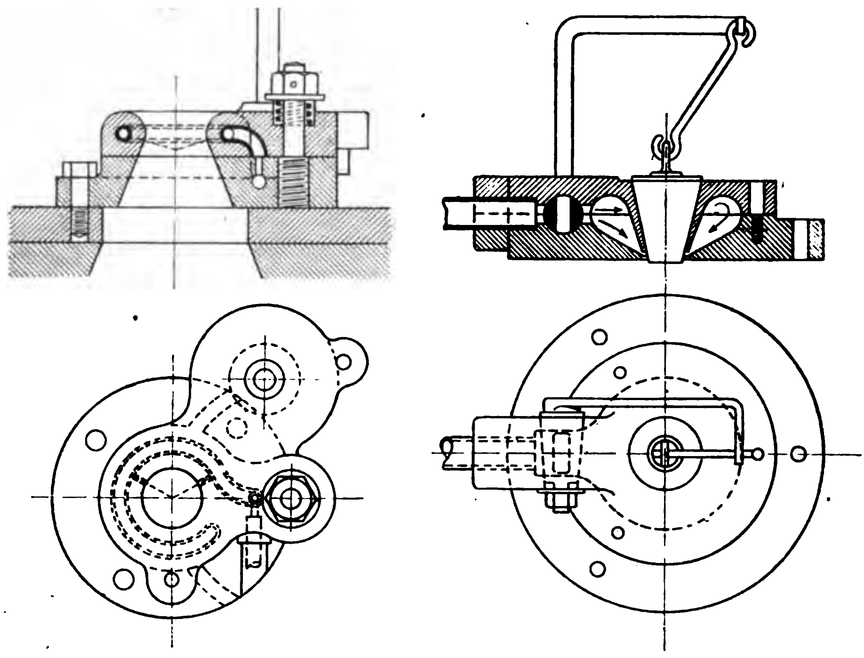


Abb. 200. Schürlochverschlüsse von Gaserzeugern, links der von Hofmann und Stach, rechts der von Spetzler. Der erstere führt einen Dampfschleier, der letztere einen Luftschleier beim Öffnen ein, um ein Austreten der Gase zu hindern (Stahl und Eisen, 1911, S. 964).

Gebläse.

Der Winddruck ist sehr verschieden. Er schwankt auch bei neuzeitlichen Gaserzeugern zwischen 3,0 und 70 cm Wassersäule. Letzter Wert bei Hochdruckgaserzeugern, die für Koks, Koksklein und nicht backende Feinkohle in Betracht kommen[2]).

Für Martinofenbeheizung darf man nicht mit zu hohem Druck arbeiten, weil dies erfahrungsgemäß ungünstig auf den Ofengang wirkt,

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 964, Schürlochverschlüsse (Fricke).

[2]) Hochdruckgaserzeuger, System Kerpely, vergasen z. B. Kokslösche bei 50—70 cm Wassersäule, Staubkohle bei 45—50 cm. Dagegen kann man jüngere (Cölner) Braunkohle nur bei sehr niedrigem Winddruck vergasen, 2,4—8,0 cm.

— zweifellos im Zusammenhang damit, daß das Gas der Verbrennungsluft, die ja ohne Druck zuströmt, voreilt[1]). Am besten ist es, wenn man den Winddruck so einstellt, daß der Gasdruck in der Leitung keinesfalls über 4—5 cm Wassersäule, besser nicht über 3,5 cm steigt. Es setzt dies einen Winddruck von etwa 10 cm Wassersäule oder etwas mehr voraus.

Höhere Schütthöhe, mit anderen Worten höhere Tagesleistung bedingt natürlich einen höheren Winddruck. Wo die Grenze zu finden ist, ist S. 281 gesagt.

Dampfstrahlgebläse wendet man nicht mehr an, um unabhängig von der Dampfmenge zu sein. Man hat bei ihm auch einen sehr schlechten Wirkungsgrad. Wird ein Dampfstrahlgebläse mit niedrig gespanntem und feuchtem Dampf betrieben, so arbeitet es außerordentlich schlecht[2]).

Unseren neuzeitlichen guten Kapsel- und Schleudergebläsen war das Dampfstrahlgebläse unterlegen, sobald der elektrische Antrieb eingeführt wurde.

Die Berechnung des Gebläses geschieht, ebenso wie beim Kupolofengebläse[3])

N_t = theoret. Arbeitsbedarf in PS. $= \frac{h \cdot Q_2}{75}$,

wobei Q_2 = sekundlich, auch bei niedrigem Barometerstande, hoher Tagestemperatur und 10°/₀ Verlust, zu liefernde Windmenge in cbm = etwa $1{,}32 \cdot Q_1$;

wenn Q_1 = sekundlich in den Gaserzeuger einzuführende Windmenge (vgl. weiter unten S. 326).

h = Winddruck in Millimeter Wassersäule

N = wirklicher Arbeitsbedarf $= \frac{N_t}{0{,}8}$.

Die Dampfversorgung des Gaserzeugers.

Wasserdampfmenge.

Um Verluste durch Abkühlung zu vermeiden, legt man den Kessel in unmittelbare Nachbarschaft der Gaserzeuger und wählt hohe

---

1) Dem Verfasser ist ein Werk mit hoch über den Martinöfen stehenden Gaserzeugern bekannt. Der Winddruck ist infolgedessen sehr hoch und die Martinöfen brauchen viel Brennstoff.

2) Körting versucht allerdings eine Ehrenrettung des Dampfstrahlgebläses (Stahl und Eisen, 1907, S. 701). Es arbeite nicht ungünstig, wenn man nur trocknen Dampf und nicht weniger als 8 Atm. anwende. Bei Torf und Braunkohle soll man es allerdings ausschließen. Bei 5 cm Wassersäule 25 gr Dampf im cbm Luft
» 10 » » 37 » » » » ».

3) Vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers. Dort ist die Formel hergeleitet.

Dampfspannnung (mindestens 4 Atm. am Gaserzeuger). Wenn man kein Dampfstrahlgebläse benutzt, ist eine Überhitzung meist überflüssig. Es ist aber Wert auf trockenen Dampf zu legen.

Meist wird man damit rechnen müssen, daß die Dampferzeugung bis 5 % der zu vergasenden Kohle in Anspruch nimmt[1]). Man könnte ja den Dampf mit der Abhitze von Martin- und Wärmöfen kostenlos erzeugen, wenn nicht die langen Leitungen dagegen sprächen. So findet man unmittelbare Heizung mit Kohle. Einen Ausweg haben Bender und Främbs[2]) darin gesucht, einen kleinen Teil des Gases zu verbrennen und Wasserdunst in die Verbrennungsgase einzuspritzen. Dies Gemisch wird zusammen mit Luft in den Gaserzeuger eingeführt (vgl. den Text der Abb. 205 a).

Eine Dampferzeugung im Gaserzeugermantel vorzunehmen ist in unserem Falle nicht durchführbar, weil dadurch Wärme entzogen wird. Für Kraftgaszwecke ist es versucht[3]).

Es liegt nahe, den Temperaturüberschuß der abziehenden Gase zur Dampferzeugung und Luftvorwärmung auszunutzen; denn der Martinofen hat keinen Nutzen davon, weil ein Wärmeüberschuß in den Kammern besteht, der sich in sehr hohen Essengastemperaturen äußert. Man hat in dieser Richtung mehrfach Versuche gemacht[4]), aber die Idee nur bei Mondgaserzeugern (siehe weiter unten) mit Erfolg verwirklicht. Hier muß man unbedingt mit heißer Gebläseluft arbeiten und ist auch gezwungen, die Gase stark herunterzukühlen.

Ebenso geschieht dies bei Sauggasanlagen, die aber nur für Kraftzwecke in Betracht kommen. Bei ihnen saugt die Gasmaschine selbst an und macht das Gebläse überflüssig.

Die richtige Bemessung der eingeführten Wasserdampfmenge. Wasserstoffarmes Luftgas gegen Wasserstoffreiches Mischgas.

Es gab Zeiten, in denen ein hoher H-Gehalt des Gases unwidersprochen als Vorzug galt; umsomehr als Bunsen festgestellt hat, daß H sich 30 mal schneller mit dem O vereinigt wie CO.

Das wurde aber anders. Man kam allmählich zu der Ansicht, daß es richtig sei, so wenig H wie möglich im Gase zu haben und womöglich auf das Einblasen von Wasserdampf ganz zu verzichten. Allerdings

---

1) Nach Aufgabe 5, S. 327 sind es 0,18 kg Dampf für 1 kg Steinkohle, die etwa $\frac{0,18}{4} =$ 0,045 kg Kohle zur Erzeugung beanspruchen = rund 5 %.

2) Stahl und Eisen, 1913, S. 1743.

3) Hochdruckgaserzeuger, System Kerpely in einer Wiener Gasanstalt. Stahl und Eisen, 1913, S. 2013.

4) So wollen Heurtey und Fichet bei ihrem Abstichgaserzeuger Wind vorwärmen. Auch vgl. Abb. 207 Braunkohlenbrikettvergasung in Gröditz.

ging dies nicht, wenn man höhere Vergaseleistungen haben wollte, weil dann die stärkere Windzufuhr höheren CO_2-Gehalt bedingte, auch der Gaserzeuger so heiß ging, daß Verschlackung eintrat. Man faßt heute die Wasserdampfzufuhr lediglich als Hilfsmittel auf, um die Temperatur zu regeln. Braucht man keine Verschlackung zu fürchten, weil der Gaserzeuger (wie bei Braunkohlen) kalt geht, und weil die Asche gutartig ist und nicht so leicht frittet, so kommt man auch bei großer Vergasungsleistung ohne Wasserdampfzufuhr aus.

Zu dieser Ansichtänderung hat die Erkenntnis beigetragen, daß die Verbrennungstemperatur und der Heizwert des wasserstoffreichen Gases meist nicht oder nur wenig höher ist[1]), (vgl. die Berechnungen S. 329). Abgesehen davon neigt es dazu einen hohen Wasserdampfgehalt zu haben, weil ein großer Teil des Wasserdampfes unzersetzt hindurchgeht[2]). Dies ist sehr nachteilig, auch für die Beschaffenheit des Flußeisens[3]). Auch wird die Vereinigung von H und O scheinbar ungünstig durch die Anwesenheit weißglühenden Eisens beeinflußt, das die eingegangene Verbindung in statu nascendi zu zerstören trachtet.

Auf diese Weise ist man dazu übergegangen, das wasserstoffreichere Gas (sog. Mischgas) für Ofenzwecke auszuschließen, obwohl seine Gestehungskosten vielfach geringer sind. Für Kraftzwecke ist dies anders. Hier kommen die niedrigere Entzündungstemperatur und die tiefer liegenden Explosionsgrenzen vorteilhaft in Erscheinung[4]).

Um die zulässige Menge des H-Gehalts und der einzublasenden Wasserdampfmenge auf theoretischer Grundlage festzusetzen, sind verschiedene Berechnungen angestellt, die davon ausgehen, daß die Temperatur im Gaserzeuger nicht unter ein bestimmtes Maß (meist nimmt man 1100° an) sinken darf. Die Ergebnisse sind abweichend ausgefallen, weil die thermischen Grundlagen zum Teil recht unsicher sind[5]).

---

[1]) Es hängt dies mit der großen Menge unzersetzt hindurchgegangenen Wasserdampfes und der hohen spez. Wärme des Wasserdampfes zusammen. Vgl. Wendt, Stahl und Eisen, 1905, S. 711, auch Desgraz ebenda 1905, S. 753.

[2]) Nach Canaris meist die Hälfte, bei Mondgas sogar 3/4. Ein Gas mit 18—20% H hatte 100 gr Wasserdampf im cbm. (Stahl und Eisen, 1913, S. 493).

[3]) Canaris hat ein Aufquellen der Silikasteine, eine Neigung zu Stichflammenbildung vor den Köpfen und in den Kammern und eine Neigung zu Rotbruch wahrgenommen. Man soll nicht über 30 gr Wasserdampf im cbm Gas haben, bei 60 gr ist ein regelrechter Betrieb überhaupt unmöglich. (Stahl und Eisen, 1908, S. 542).

Hierin geht Canaris wohl etwas zu weit. Nach Aufgabe 2, S. 325, die ganz regelrechte Verhältnisse bei nur 2% Kohlenfeuchtigkeit darstellt, sind schon 33 gr Wasserdampf in 1 cbm Gas. Springorum nennt ein Gas mit 39 gr, das sich zweifellos gut bewährt hat. Stahl und Eisen, 1910, S. 404.

[4]) Wendt, Stahl und Eisen, 1905, S. 1191.

[5]) Schmidhammer (Stahl und Eisen, 1889, S. 54) berechnet, daß 0,2 kg Wasserdampfgehalts der Luft als Höchtmaß angesehen werden müssen.

Lürmann (junior) (Stahl und Eisen, 1903, S. 433 und 515) findet einen höheren Wert, nämlich 0,5 kg.

Der Verfasser hat S. 327 eine Berechnung aufgestellt, die davon ausgeht, daß 11,5% (Raumteile) H in trockenem Gas als normal gelten müssen. Es wurden rund 0,26 kg Wasserdampf für 1 kg Steinkohle und 0,35 kg Wasserdampf für 1 kg C, d. i. 94 gr im cbm Vergaseluft, als normale Menge ermittelt.

Versuche sind vielfach, u. a. bereits von Bunte bei Koksgaserzeugern angestellt[1]). Bei 0,66 kg Wasserdampf im cbm Luft bestand die größte Menge (CO + H) und 12,2% H im Gase.

Neuere englische Versuche[2]) ergaben bei stufenweise gesteigerter Windtemperatur und voller Sättigung, daß der beste Gang bei 60° erreicht wurde. Es sind dann 131 gr Wasserdampf im cbm Vergaseluft. Bei mehr stieg der Wasserstoffgehalt des Gases über 11,5% und der CO_2-Gehalt über 2,35%. Bei weniger trat Verschlackung ein.

Dies sind noch zu hohe Werte. Sie beziehen sich wahrscheinlich auf Koksgas für Kraftzwecke. Man muß solche Werte für unsere Ziele ausschließen. Eine einfache gute Regel besagt für Steinkohlengas, keinen höheren H-Gehalt als 12% und keinen höheren CO_2-Gehalt als 4% zuzulassen[3]). Dies stimmt auch mit der Berechnung des Verfassers S. 327 überein.

Einige andere Literaturstellen sollen hier folgen, ohne durchweg vorbildlich zu sein:

Eichhorn[4]) rechnet mit 0,4 kg Wasserdampf für 1 kg C als unschädlich im Siemensgaserzeuger.

Körting[5]) nennt insgesamt 150—200 gr Wasserdampf im cbm Luft (0,56—0,74 kg für 1 kg C).

Voigt[6]) hat bei 80 gr im cbm Luft den besten Gaserzeugergang beobachtet.

Quasebart[7]) hat bei seinen Versuchen mit dem Morgangaserzeuger

450 gr	Wasserdampf	für	1 kg	Belgische Kohle
310 »	»	»	1 »	Saarkohle
50 »	»	»	1 »	Braunkohle (Zenika)

gemessen.

Die Maschinenfabrik Thyssen schreibt vor:

0,1 kg	Wasserdampf	für	1 kg	Braunkohlenbriketts
0,2 »	»	»	1 »	Steinkohlen
0,4 »	»	»	1 »	Koks oder Anthrazit.

1) Mitgeteilt in Ledebur's Gasfeuerungen.

2) Stahl und Eisen, 1907, S. 787 und 1908, S. 1592.

3) Stahl und Eisen, 1907, S. 801. Arnemann als Vertreter der Firma Schmidt und Desgraz.

4) Stahl und Eisen, 1888, S. 693.

5) Körtings Vortrag. Stahl und Eisen, 1907, S. 685.

6) Metallurgie, 1908, S. 383 und 400.

7) Metallurgie, 1908, S. 226.

Feste Regeln lassen sich natürlich nicht geben, weil der thermische Verlauf der Vergasung und die Neigung der Asche zur Schlackenbildung sehr verschieden ist, und wirtschaftliche Rücksichten zu einem flotteren Vergasergang zwingen. Man kann vielfach aber durch Vermischung verschiedener Brennstoffe (Braunkohlenzusatz) die Asche gutartiger gestalten.

Bei Vergasung von Braunkohle, die infolge des hohen Feuchtigkeitsgehalts viel kälter verläuft, wird man, wenn irgend möglich, auf die Wasserdampfzuführung ganz verzichten. Man setzt aber doch immer etwas Wasserdampf ein, damit bei einem Gebläsestillstand nicht Gase in die Windleitung eintreten und beim Anlassen explodieren (Explosibeles Gemisch von Gas und Luft).

Durch eine Überhitzung des Wasserdampfes oder Vorwärmung der Gebläseluft läßt sich allerdings eine Steigerung der Wasserdampfzufuhr, ohne Temperaturerniedrigung befürchten zu müssen, durchsetzen. Man macht auch für Kraftzwecke von diesem Hilfsmittel Gebrauch, z. B. beim Mondgas und Dawsongas (letzteres ist nichts weiter als ein unter Anwendung eines Injektors, der mit überhitztem Wasserdampf [190°] betrieben wird) erzeugtes wasserstoffreiches Gas mit 18 % H [1]).

Für Heizzwecke besteht aber für diese Maßnahme kein Interesse, weil ein hoher Wasserdampfgehalt in den Verbrennungsgasen immer schädlich ist.

Schmidhammer[2]) hat, um den letztgenannten Übelstand zu vermeiden, vorgeschlagen, 2 Gaserzeuger im Wechselbetrieb aneinanderzukuppeln. Teer und Wasserdampf werden dann nutzbringend im anderen Gaserzeuger zersetzt. Man erhöht den H-Gehalt, ohne Wasserdampf einzublasen. Eine Verwirklichung des Vorschlages ist nicht bekannt geworden. Auf einem westfälischen Werke traf der Verfasser die Erfahrung an, daß oben in der Gasleitung 12,7 gr Wasserdampf im cbm, unten aber 23,6 gr gemessen wurden. Ein schlagender Beweis für unzersetzten Wasserdampf.

Gasleitung.

Früher gab man jedem Martinofen seine eigene Gaserzeugergruppe, unmittelbar neben ihm, um möglichst geringe Wärmeverluste in der Gasleitung zu haben.

Heute spielen die Wärmeverluste meist nicht mehr diese große Rolle, weil bei den großen Öfen die Verbrennungsgase nicht voll ausgenutzt werden und mit sehr hoher Temperatur in die Esse gehen. Die Gaskammern sind also überreichlich warm. Es besteht aber die Rücksicht auf das Verhalten der Gase in der Leitung, das ein verschiedenes ist.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1893, S. 398.

[2]) Stahl und Eisen, 1888, S. 369 und ebenda 1889, S. 541.



Bei **Braunkohlenvergasung** sucht man die Gase möglichst stark abzukühlen, um Teer- und Wassermengen zu verdichten. Man benutzt deshalb oberirdische, **nicht ausgemauerte** Blechleitungen, im Gefälle verlegt.

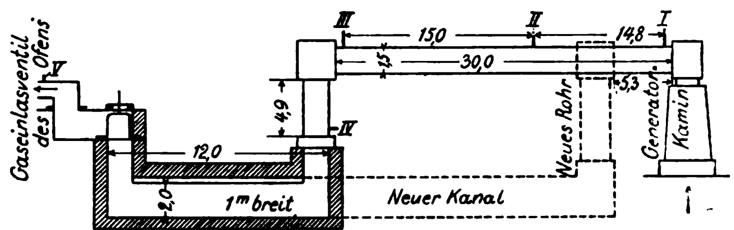


Abb. 198. **Gasleitung einer alten Martinanlage** (Stahl und Eisen, 1882. S. 484). Das Gas kühlt sich stark ab, bei *I* 430°; *II* 340°; *III* 241°; *IV* 180°; *V* 165°.

Bei **Holz- und Torfvergasung**, überhaupt bei allen Brennstoffen mit mehr als 30 % Wasser ist sogar ein Betrieb ohne Anwendung von Kühlwasser in Oberflächenkühlern, vielfach auch ohne Sägemehlfilter garnicht durchzuführen.

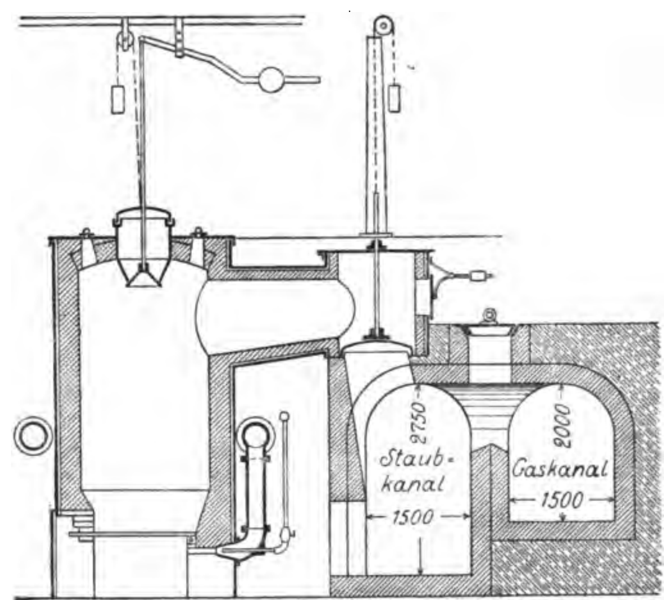
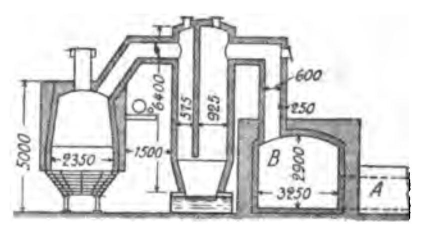


Abb. 199. **Gaserzeuger** älterer Art (Charlottenhütte), oben kreisförmig (1,3 m ⌀), unten quadratisch, mit Wind- und Dampfzuführung. Die Reinigung des Staubkanals findet am Ende jeder Woche mit der Kratze statt. Der Hauptgaskanal wird durch Ausbrennen gereinigt, indem er in unmittelbare Verbindung mit der Esse gesetzt wird (vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 729).

Bei **Steinkohlengas** herrscht dagegen das Bestreben, möglichst geringe Abkühlung zu haben. Es geschieht dies allgemein, nachdem man früher vielfach anderer Meinung war. Man vermeidet die Verdichtung von Wasserdampf. Dadurch wird ein bequemes Mittel an die Hand gegeben, die Leitung durch einfaches Ausbrennen zu reinigen. Man

führt das Gas aus dem Gaserzeuger auf kurzem Wege durch ein Ventil und einen Staubsack hindurch in den Hauptsammelkanal.

Statt diesen unterirdisch als gemauerten Kanal anzuordnen, wie man es früher tat (Undichtigkeiten), macht man ihn dadurch leichter zugänglich, daß man ihn oberirdisch als ausgemauertes Blechrohr verlegt. Im übrigen bestimmt die Rücksicht auf leichte Reinigung die Anordnung. Man kann den Ruß herausschaufeln und auch verbrennen lassen. Im letzteren Fall ist die Anlage einer besonderen Esse am besten, die nach Abschluß der Ofengasventile geöffnet wird. Tritt Luft durch eine Einsteigeöffnung ein, so verbrennt der glühende Ruß. Ein solches Ausbrennen findet meist jeden Sonntag statt. Man kann auch bei oberirdischen Leitungen Preßluft mit Erfolg einblasen. Zuweilen (etwa alle zwei Monate) muß man gründlich durch Handarbeit reinigen. Die Leitung wird kalt gespritzt und Mannschaften hineingeschickt (vgl. auch die Abb. 185, 190a, 196, 198—201).



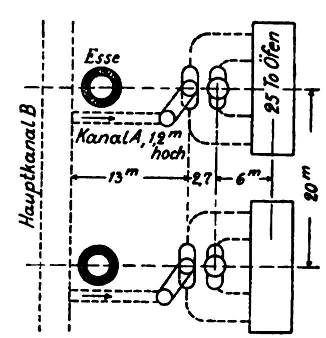


Abb. 200. Gaserzeuger mit Korbrost und Gasleitung einer Anlage, die Ende der neunziger Jahre gebaut wurde. Die äußeren Gaserzeugersäulen sind weggelassen. B = Hauptgaskanal (sehr geräumig), bei A schließt die Gasleitung nach den Martinöfen an.

Seitdem man weiß, daß ein übermäßiger Wasserdampfgehalt des Gases sehr schädlich ist, vermeidet man bei den Staubsäcken Wasserabschluß. Hat man Dampfstrahlgebläse, so ist jeder Widerstand in der Gasleitung z. B. infolge angehäufter Rußmengen auch deshalb schädlich, weil er nur durch größere Wasserdampfmengen ausgeglichen werden kann.

In Rücksicht auf die großen Staubmengen müssen die Leitungen großen Querschnitt besitzen. Quasebart nennt für den Hauptsammelkanal 1—2 m Gasgeschwindigkeit, in anderen Kanälen höchstens 10 m, am besten 5—7 m und 500 mm als kleinsten Durchmesser [1]).

Campbell [2]) rechnet mit einer Abkühlung von 150—200° bei einer Länge von 75 m und empfiehlt, den Gaserzeuger nicht zu nahe am Ofen aufzustellen.

---

[1]) Die Abkühlung beträgt bei 600—700° Gastemperatur 3,5° für 1 laufenden m
» » » » 400—500° » 2,5° » 1 » »
» » » » 200—300° » 1° » 1 » »

[2]) Stahl und Eisen, 1893, S. 869 (Ledeburs Bericht).

Oberirdische, nicht ausgemauerte Leitungen ergeben sehr große Abkühlungsverluste z. B. bei etwa 35 m von 430° auf 180°[1]).

Explosionsklappen und Einsteigeöffnungen müssen vorgesehen werden (vgl. die Abb. 199 und 200).

Im übrigen sei auf die Abbildungen verwiesen.

Um den Wasserdampfgehalt des Gases zuverlässig zu bestimmen, hat Trenkler ein Taupunkt-Bestimmungsverfahren eingeführt[2]).

Das Anheizen und der Betrieb des Gaserzeugers.

Bei neuzeitlichen rostlosen Gaserzeugern muß zunächst Asche eingebracht werden. Will man geringe Verluste[3]) an Brennstoff in der Asche haben, muß man die Schlackenhöhe sorgfältig und nicht zu niedrig einstellen[4]).

Feste Regeln lassen sich natürlich nicht geben.

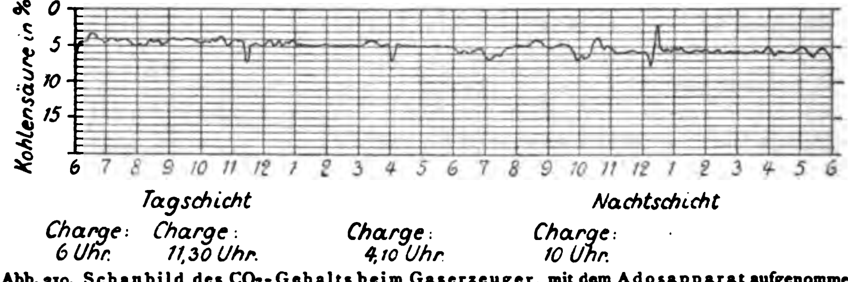


Abb. 210. Schaubild des CO_2-Gehalts beim Gaserzeuger, mit dem Adosapparat aufgenommen Stahl und Eisen, 1905, S. 392.

Auf die Asche wird bei Drehrostgaserzeugern Holz und darauf 500—800 kg Kohle gebracht, die man mit 1—2 Eimern Rohöl übergießt. Dann erfolgt das Anzünden.

Ein Mann bedient meist 3 Gaserzeuger. Er besorgt das Aufgeben der Kohle (meist alle 20 Minuten) und das Stochen.

Die Betriebsüberwachung muß, wenn kein Ausrosten erforderlieh ist, nur feststellen, ob der Mann rechtzeitig und sorgfältig die Kohle aufgegeben und gestocht hat. Ein Fehler äußert sich in veränderter Schütthöhe, Gastemperatur, Gasdruck und Kohlensäuregehalt. Der letztere wird am besten durch den Adosapparat selbstschreibend nachgewiesen[5]) (Abb. 210).

---

1) Stahl und Eisen, 1882, S. 483 (Würtemberger).

2) Stahl und Eisen, 1914, S. 682.

3) Diese Verluste sind sehr verschieden. Körting nennt in seinem Vortrage, Stahl und Eisen, 1907, S. 690, Verlustziffern von 0,5—35%. Auch hierin ist der Drehrostgaserzeuger weit überlegen; z. B. Verluste = 0,5—1% beim Kerpelygaserzeuger.

4) Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 943.

5) Einen einfachen Absorptionsapparat hat auch Thörner ausgegeben (Stahl und Eisen, 1890, S. 33).

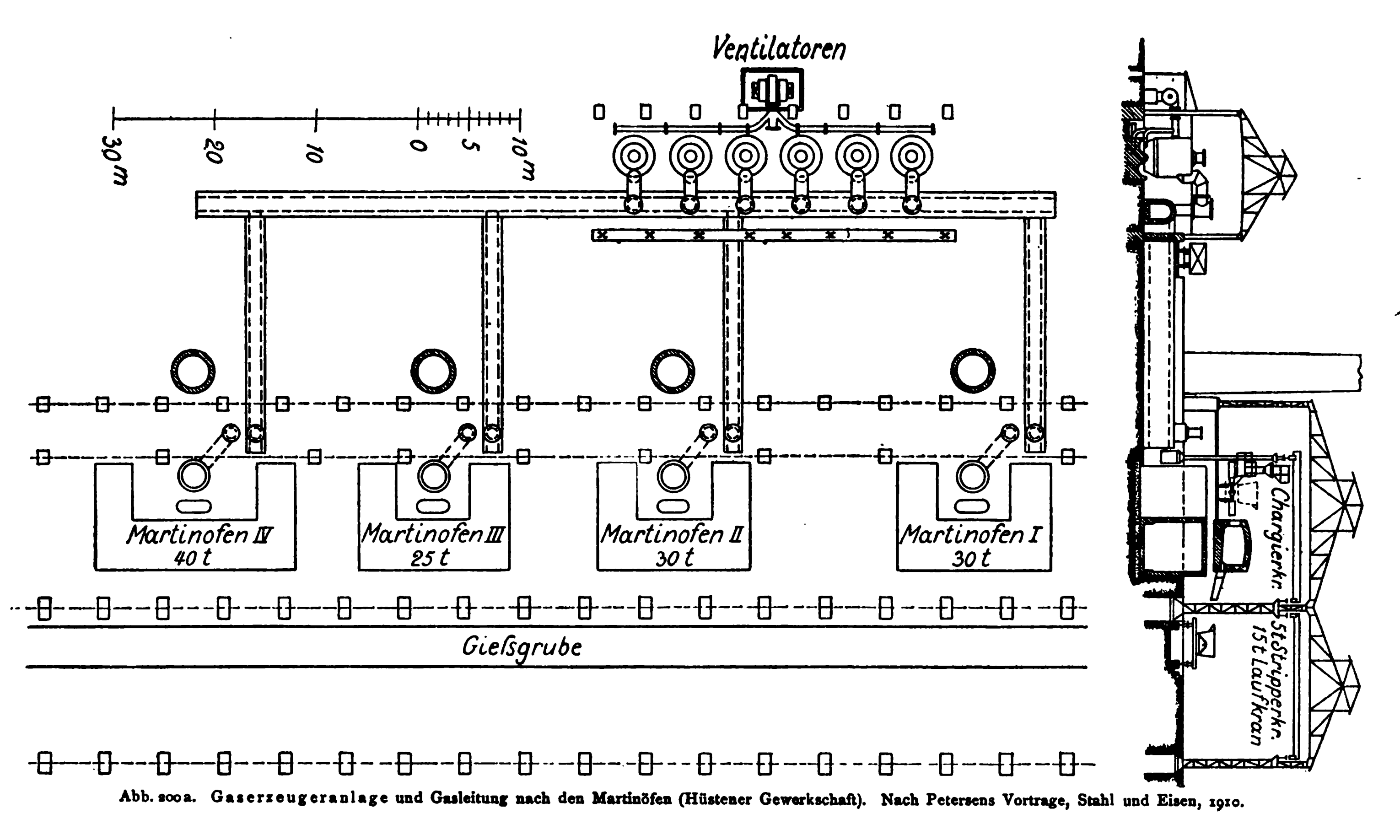


Abb. 200a. Gaserzeugeranlage und Gasleitung nach den Martinöfen (Hüstener Gewerkschaft). Nach Petersens Vortrage, Stahl und Eisen, 1910.

Steigt der CO_2-Gehalt, so ist eine zu niedrige Schütthöhe oder eine Trichterbildung oder eine Abkühlung des Gaserzeugers (z. B. durch große Feuchtigkeit der Kohle veranlaßt) im Spiel. Gerade die Trichterbildung ist sehr gefährlich. Sie kann in zu hoher oder zu niedriger Schütthöhe und in nachlässigem Stochen ihre Ursache haben.

Ein CO_2-Gehalt von 3—4 % ist bei neuzeitlichen Gaserzeugern ideal. Vielfach geht er aber bis zu 6 % und auch mehr hinauf.

Vielfach genügt nicht die Beobachtung des CO_2-Gehalts. Man muß eine vollständige Gasanalyse machen und findet dann oft, daß gleichzeitig mit dem CO_2-Gehalt der H-Gehalt gestiegen ist ($CO + H_2O = CO_2 + H_2$), was bei sehr wasserdampfreichen Gasen leicht geschieht. Es tritt aber auch bei Trichterbildung ein Verbrennen der Destillationsgase ein, was sich in einer Abnahme der Kohlenwasserstoffe äußert.

Dichmann[1]) nennt eine solche Gaszusammensetzung neben der eines normalen Gases:

	CO_2	CO	C_2H_4	CH_4	H	O	N	WE	auf 1 kg C kommen
Schlechtes Gas.	7,0	18,0	—	1,2	15,0	0,3	58,5	1042	7,09 cbm Gas
Normales Gas .	2,4	29,4	—	3,6	12,8	0,2	51,5	1545	5,25 » »

Er schlägt vor, alle Gase, bei denen die Summe ($CO_2 + CO + C_2H_4 + CH_4$) wesentlich geringer als 35,6 ist, auf Verbrennung von Destillationsgasen anzusprechen. Man kann auch sagen: Gase, bei denen das Volumen für 1 kg C wesentlich über 5,25 cbm hinausgeht. Ein hoher O-Gehalt läßt auch auf Trichterbildung schließen.

Die Feststellung des Wasserdampfgehalts des Gases würde zweifellos auch ein gutes Hilfsmittel zur Betriebsüberwachung sein, aber dieser Gehalt wird durch die Kohlenfeuchtigkeit unübersichtlich beeinflußt.

Sobald der Gaserzeuger einseitig geht (Schlackenversetzungen), steigt ebenfalls der CO_2-Gehalt des Gases und die Gastemperatur.

Die Auswahl der Steinkohlen.

Man legt im Martinofenbetriebe und Wärmofenbetriebe Wert auf Destillationserzeugnisse, weil die Kohlenwasserstoffe den Heizwert und die Verbrennungstemperatur erhöhen[2]) und eine gut sichtbare Flamme geben, die sich leicht einstellen läßt. Sie scheinen auch die Verbrennung des CO und H zu begünstigen; vielleicht im Zusammenhang mit den sich ausscheidenden Rußteilchen, die sternschnuppengleich verbrennen und überall einen Anstoß geben.

---

[1]) S. 61 u. f.

[2]) Man könnte bei höherem Gehalt an Wasserstoff ja dasselbe und mehr erreichen, hätte dann aber die Nachteile eines Wasserdampfreichen Gases.

Deshalb scheiden Anthrazite und Magerkohlen, die ebenso wie Koks bei Kraftgas Verwendung finden, hier aus.

Ebenso scheiden stark backende Kohlen aus, z. B. die Ruhrfettkohlen, weil sie den Gaserzeuger verstopfen; man kann sie aber durch Vermengen mit Magerkohlen und Braunkohlenbriketts verwendbar machen. Am besten bewährt sich die westfälische Gasflammkohle (zwischen den oberschlesischen, langflammigen, nicht backenden Kohlen und der eigentlichen Gaskohle stehend). Wo diese nicht vorhanden ist, nimmt man regelrechte Gaskohle[1]). In Oberschlesien und an der Saar verwendet man Fettkohle, die auch zur Leuchtgasherstellung und Koksbereitung (letzteres in Ermangelung eines besseren) dienen muß. Für Gaserzeuger ist die oberschlesische Kohle und die Saarkohle ausgezeichnet. Man bringt mit diesem Umstande die bessere Ofenhaltbarkeit in Einklang.

Kohlen, die zu Staub zerfallen, kann man nicht verwenden. Feinkohle läßt sich in besonderen Gaserzeugern (Hochdruckgaserzeugern) vergasen, sofern sie nicht backt,[2]) z. B. die oberschlesische.

Meist verwendet man in Deutschland Förderkohle[3]). Vielfach ist man aber zu Nußkohle übergegangen und hat gefunden, daß der höhere Preis reichlich durch geringere Staubmengen und durch den regelmäßigeren Gang des Gaserzeugers ausgeglichen wird.

In den Vereinigten Staaten wird nur sortierte und gesiebte Kohle (Gemische von Anthrazit und Fettkohle) gebraucht.

Auf einem westfälischen Werke fand der Verfasser die Vorschrift, daß die Verkokungsprobe kein Aufblähen ergeben dürfe. Es wurde dadurch eine Abgrenzung gegen die Kokskohle geschaffen.

Die Vergasung von Braunkohle.

Die ältere Braunkohle, wie sie in Böhmen und Leoben vorkommt, ist von jeher mit bestem Erfolge vergast. Sie bedarf vielfach garkeiner Stocharbeit. Man muß nur das Gas erheblich herunterkühlen, um die Teere zu verdichten. Es geschieht dies vielfach durch wassergekühlte Standrohre[4]). Was anderes ist es mit der jüngeren Hallenser, Braunschweiger, Lausitzer und rheinischen Braunkohle (mit etwa 50 % Feuchtigkeit, 5 % Asche, 1 % S.), die bisher allen Bemühungen getrotzt hat. Die eigenartigen, klebenden Teere veranlassen Verstopfungen

[1])

Z. B. Bismarck:	Gasausbeute	31,7 %	Asche	7,8 %
Deutscher Kaiser:	»	27,1 %	»	13,8 %
Ewald:	»	19,9 %	»	13,8 %.

[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 417 und 1907, S. 800.

[3]) Stahl und Eisen, 1907, S. 800 (Maly und Arnemann).

[4]) Vgl. Braunkohlenvergasung in Lauchhammer, Stahl und Eisen, 1909, S. 1547. Auch Vergasen von Teplitzer Braunkohle, ebenda, 1883, S. 213.

innerhalb der Kohle. Die Abb. 205 und 206 kennzeichnen solche Versuche und zeigen einen Gaserzeuger, den Blezinger entworfen hat, um die Destillationserzeugnisse durch die bereits entgasten Kohlen hindurchzuführen und sie zu verbrennen.

Einen anderen Weg hat Körting zum gleichen Zweck eingeschlagen. Er führt den Wind oben und unten ein und die Gase in der Mitte seitlich aus[1]). Die Deutzer Maschinenfabrik läßt die Gase durch einen mit Koks betriebenen kleinen Gaserzeuger hindurchtreten. Wie gesagt, ist diese Aufgabe noch nicht gelöst[2]).

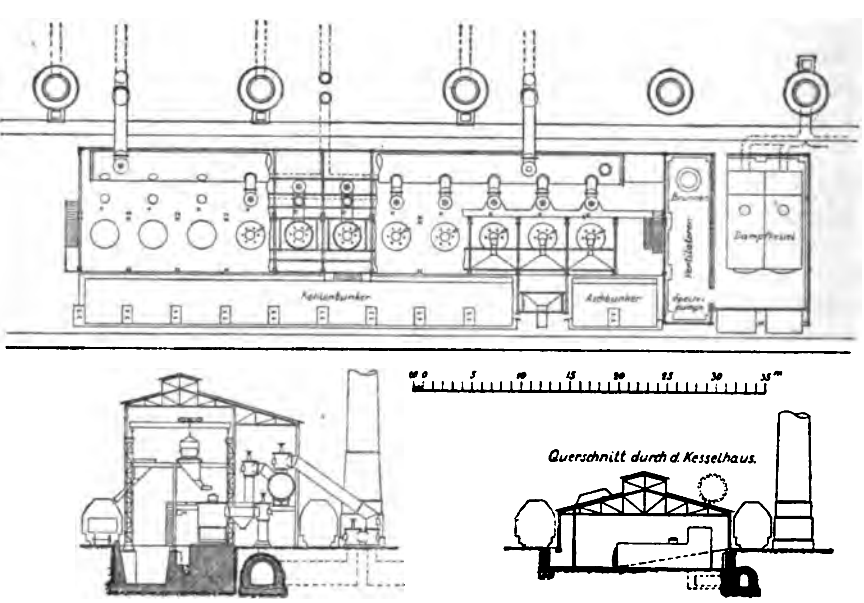


Abb. 201. Gaserzeugeranlage für Braunkohlenbriketts des Werkes Schulz-Knaudt in Huckingen. (Entwurf stammt von der Firma Widekind in Düsseldorf). Man sieht die Hauptgasleitung (nicht ausgemauert) und darunter einen Essenkanal, an den die Gaserzeuger beim Ausrosten angeschlossen werden können. Die Kohle wird in Bunker abgestürzt und von dort aus durch den Laufkran gehoben. Derselbe Laufkran hebt auch die Asche in den Aschenbunker.

Was anderes ist es, wenn man diese Braunkohlen brikettiert und dadurch gleichzeitig ihren Wassergehalt von 40—50% auf 12—15% herabdrückt.

Braunkohlenbriketts haben sich als Zusatz überall sehr gut bewährt, auch als Auflockerungsmittel und meist auch als Vorbeugungsmittel gegen Schlackenbildung.

[1]) Vgl. den Vortrag von Körting, auch Stahl und Eisen, 1906, S. 797. Auch Pintsch's Sauggaserzeuger. Auch Z. d. V. d. Ing. 1906, S. 722 (Neumann). Hier auch viel Analysenmaterial.

[2]) Vgl. über neuere Versuche Z. d. V. d. Ing. 1920, S. 517. Erst Vortrocknen dann Vergasen. Ehrhardt u. Sehmer. Verfahren von Eckardt.

Als ein Streik im Ruhrbezirk die rheinisch-westfälischen Werke zum Bezug von Braunkohlenbriketts zwang, aber bald zu Ende ging, wünschten die Stahlwerke die Braunkohlenbriketts weiter zu beziehen, weil sie sehr günstige Erfahrungen gemacht hatten.

Es ist auch angängig, Braunkohlenbriketts allein zu vergasen[1]), wie ein Versuch in Angerort bei Duisburg und vielen anderen Werken bewiesen hat. Man darf aber nur mit sehr geringem Dampfzusatz arbeiten.

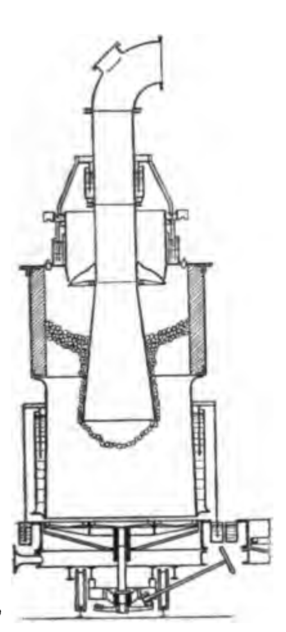


Abb. 205. Gaserzeuger mit ausfahrbarem Rost, von Blezinger für feine Braunkohle (Kölner Becken) konstruiert. Die Schwelgase sind gezwungen, die glühende Kohlenschicht zu durchstreichen. Der Rost kann niedergelassen und ausgefahren werden, während ein anderer Rost gleichzeitig untergeschoben wird (vgl. Stahl und Eisen, 1906, S. 723).

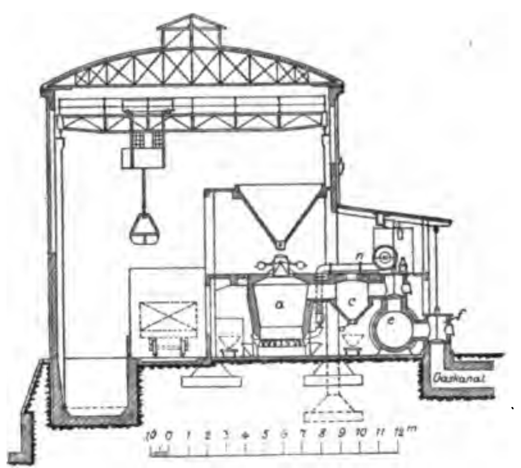


Abb. 205a. Gaserzeugeranlage des Stahlwerks Krieger in Düsseldorf-Oberkassel, gebaut von Bender & Främbs in Hagen, für Vergasung von Steinkohlen und Braunkohlenbriketts und Gemischen von beiden. Der Gaserzeuger setzt bei 2250 mm ⌀ 10 t Steinkohle (Förderkohle) in 24 Stunden durch und zeichnet sich bei dem Fehlen des Rostes durch seine Einfachheit aus. Der Gebläsewind tritt am Umfange ein und enthält die nötige, leicht regelbare Wasserdampfmenge, infolge eines besonderen Verdampfers dieser Firma. Dieser Verdampfer erhält Gas aus dem Hauptrohr, das verbrennt. Die Feuergase treten in eine Verdampfungskammer ein, in der Verdampfungsschalen aufgestellt sind, die genau regelbar durch Zulauf gespeist werden. Das heiße Dampfgasgemisch wird von einem Ventilator angesaugt und in den Gaserzeuger geblasen. Auf diese Weise werden 135—250 g Wasser für 1 kg Steinkohle und 60—130 g für 1 kg Braunkohlenbriketts zugeführt. Abgesehen von dem Sperrwasser des Gaserzeugers ist alles Wasser als Sperrwasser vermieden. Vgl. Krieger Stahl und Eisen, 1919, S. 1197.

Auf einem niederrheinischen Werke traf der Verfasser einen Gaserzeuger für Braunkohlenbriketts, mit trichterförmigem Korbrost, aus massivem Hartgußplatten zusammengeschraubt, die rechteckige Öffnungen hatten (vgl. auch Abb. 201, 205a, 207).

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1205 (Kassel) auch Markgraf, Stahl und Eisen, 1912, S. 1477. In der Gasleitung machte sich die Reaktion: $H_2O + CO = CO_2 + H_2$ stark bemerkbar. Das Gas verließ den Gaserzeuger mit 228—238° statt 600° bei Steinkohlen. Vgl. auch die Vorträge der Sitzung der Stahlwerkskommission 1920.

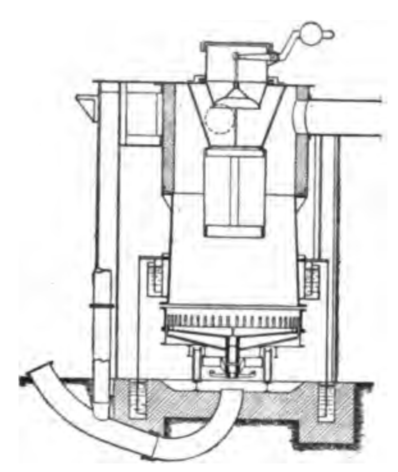


Abb. 206. **Gaserzeuger** mit ausfahrbarem Rost, zu demselben Zweck, wie in Abb. 205 angegeben, von **Blezinger konstruiert**. Der **Rohrkörper** in der Mitte dient zum **Auflockern** der zu Versetzungen neigenden Kohle (vgl. Stahl und Eisen, 1906, S. 723).

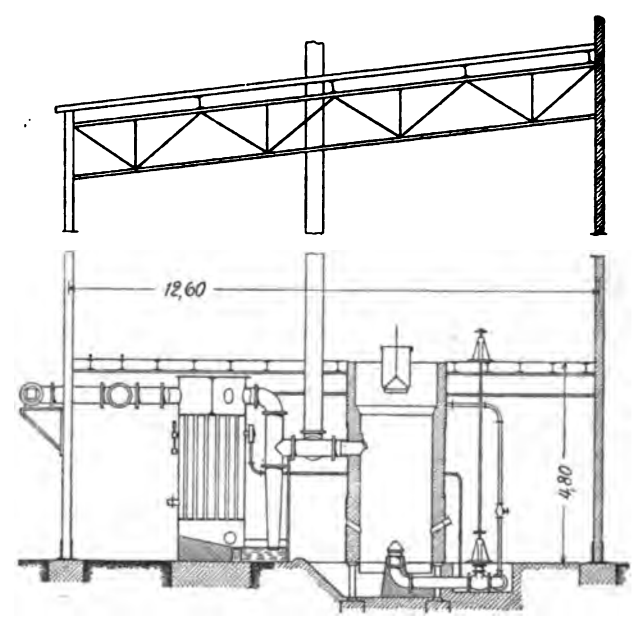


Abb. 207. **Gaserzeuger für Braunkohlenbriketts** älterer Art in der Röhrengießerei Gröditz (Stahl und Eisen, 1900, S. 1545). Wasserabschlußgaserzeuger. Gasableitung in der Mitte, um teerfreies Gas zu haben. Leistung 3—5 t Briketts in 12 Stunden. In die Gasleitung ist ein Verdampfer eingeschaltet, der den nötigen Dampf für die Vergasung erzeugt, aber später durch einen unmittelbar geheizten ersetzt wurde.

Unter dem Druck der Verhältnisse hat man neuerdings immer mehr Rohbraunkohle zum Vergasen herangezogen und auch bei Wärmöfen und Trockenkammern gute Erfahrungen gemacht, wenn man ausgesiebte Kohle (Knorpelkohle) anwandte.

Die Vergasung von Koks und Kokslösche[1]).

Man kann solche Zusätze geben. Nach Aufzeichnungen des Verfassers hat ein Zusatz bis zu 30°/₀ keinen erheblichen Nachteil, bis auf den starken C-Verlust durch Aschenfall, aber darüber hinaus litt der Schmelzbetrieb. Das Gas entzündete sich zu spät, und die schließlich gebildete Flamme schmolz die Köpfe weg. Die Ursache ist in einer um etwa 80° geringeren Verbrennungstemperatur und dem Umstande zu suchen, daß die aus der Zersetzung der Kohlenwasserstoffe stammenden glühenden Rußteilchen fehlen, welche für die Zündung sehr wesentlich sind[2]).

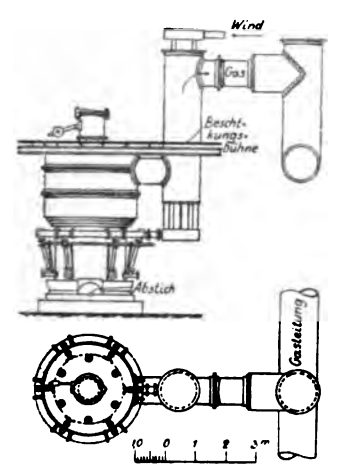


Abb. 207a. Schlackenabstich-Gaserzeuger der Georgs-Marienhütte nach Bräutigam, Stahl und Eisen, 1918, S. 187. Durchsatzmenge = 10—100 t in 24 Stunden. Es wird Koks vergast. Der Wind wird auf 70° vorgewärmt. Bei einem Gaserzeuger von 1,6 m Gestelldurchmesser und 30 t Durchsatzleistung in 24 Stunden beträgt der Winddruck 400 mm Wassersäule CO_2 = 0,3—0,7°/₀; CO = 33—37,5°/₀; CH_4 = 1,2—1,3°/₀, H_2 = 0,1°/₀, S = 0,28 g im cbm, 12 g Wasser im cbm, 1,67 g Staub im cbm, Heizwert = 1133 WE. Es wird Martinofenschlacke zugeschlagen und aus ihr und der Koksasche alles Eisen gewonnen (16,6—43 kg für 1 t Koks). Es enthält 7—10°/₀ Mn und 7—11°/₀ P.

In Rombach setzte man bis zu 50°/₀ Koks bei Wärmofengaserzeugern zu, was anstandslos gelang. Über die Wirtschaftlichkeit ließ sich aber noch kein Urteil fällen[3]).

Das Vergasen von Koks und Kokslösche allein wird für Kraftgaszwecke vielfach durchgeführt[4]).

Neuerdings sind mit Koks betriebene Abstichgaserzeuger[5]) mit sehr großer Vergaseleistung versuchsweise eingeführt

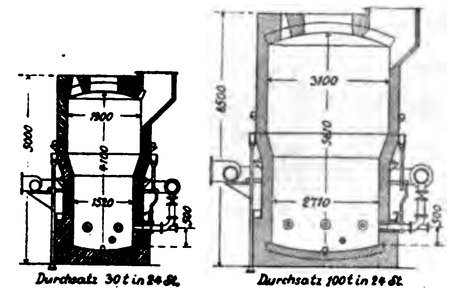


Abb. 207b. Schnitte durch den Schlackenabstich-Gaserzeuger der Georgs-Marienhütte. Aus dem Aufsatz von Markgraf über Schlackenabstich-Gaserzeuger. Stahl und Eisen, 1918, S. 649, 703, 725.

(vgl. Abb. 207a und b.). Es wird Kalkstein aufgegeben, um eine flüssige Schlacke zu erzielen. Gleichzeitig wird auch Roheisen abgestochen, das

---

[1]) Vgl. das Buch von Waldeck, 70°/₀ Kohle 30°/₀ Kokslösche.

[2]) Vgl. Gießereizeitung, 1919, S. 193, aus der Feder des Verfassers, auch Stahl und Eisen, 1917, 1918 und 1920.

[3]) Stahl und Eisen, 1915, S. 507.

[4]) Unter anderen: Stahl und Eisen, 1913, S. 2013, auch ebenda, 1912, S. 1259 (Dobbelstein), daselbst auch Vergasen von Klaubebergen. Auch Stahl und Eisen, 1906, S. 797.

[5]) Vgl. u. a. Z. d. V. d. Ing. 1920 S. 351.

den gesamten P-Gehalt der Koksasche entführt, so daß sein P-Gehalt auf etwa 7 °/₀ kommt. Interessant ist es, daß man durch Erzzugabe die Roheisenmenge künstlich vergrößert, um eine heiße Sohle zu haben und die Schlackenstichversetzung auszuschließen.

Abb. 202. Martinofen mit Holzfeuerung (Ural) nach dem Entwurfe von Lebedeff-Pomeranzeff. Der Ofen hat nur Luftwärmespeicher. Das Holz wird abwechselnd rechts und links durch die Schürlöcher eingeworfen und vergast schnell in der hohen Ofentemperatur. Das Gas verbrennt mit der heißen Luft. (Metallurgie, VII. Jahrg., Heft 11.)

Die mit hohem Winddruck betriebenen Gaserzeuger haben aber den Nachteil, daß die Gase sehr viel Staub enthalten, den man bisher nicht unschädlich machen konnte. Man hat deshalb die Absicht, das Gas in Martinöfen zu benutzen, aufgeben müssen.

Die Vergasung von Torf.

Dem Verfasser ist kein Martinofenbetrieb bekannt geworden; jedoch hat er in Steiermark Torfgaserzeuger für Wärmofenbetrieb gesehen (Patent Ziegler). Für Kraftgaszwecke ist Torf vielfach verwendet [1]. Bei der Torfvergasung kann außer Ammoniak und Teer auch Methylalkohol gewonnen werden.

Man wendet hohe Schütthöhen an.

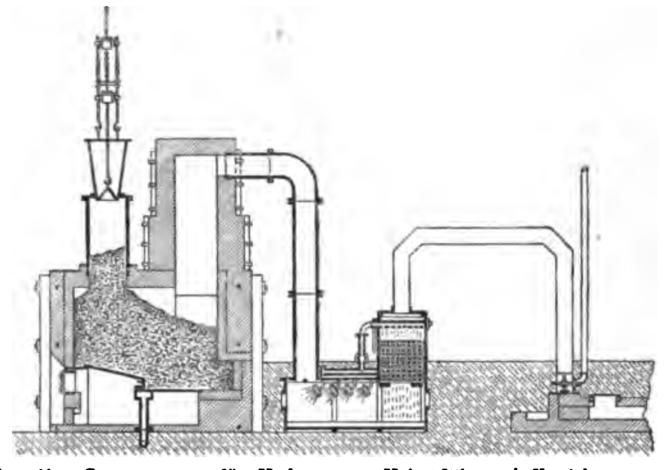


Abb. 203. Lundins Gaserzeuger für Holzgas aus Holzabfällen, mit Vorrichtung zum Verdichten der Wasser-, Essig- und Teerdämpfe. Erster Gaserzeuger für Martinbetrieb in Schweden (vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 697)

Die Vergasung von Holz.

Darüber liegt ein schwedischer Bericht von Odelstjerna vor [2]. Lundins Gaserzeuger (Abb. 203) für Sägespäne und unmittelbar in

[1]) Z. d. V. d. Ing. 1912, S. 561 (Görlitzer Maschinenfabrik) und Stahl und Eisen, 1911, S. 1359 auch ebenda, 1909, S. 1753, Mondgasverfahren bei Torf, auch ebenda 1913, S. 831, Torfgas in Ottawa (Körtings Verfahren).

[2]) Stahl und Eisen, 1894, S. 697.

die Standkästen eingesetzten Wasserregen bewährte sich nicht. Man ging zum Gaserzeuger, Abb. 204 und zur Oberflächenkondensation über (Holzteer). Das Holz wurde zuvor mit Hilfe von Abgasen des Martinofens gedarrt. Man konnte in denselben Gaserzeugern auch Steinkohlen verbrennen.

Holzvergaser für Martinbetrieb sind auch im Ural im Betrieb, (vgl. Abb. 202, Lebedeff-Pomeranzeffofen[1]). Gaserzeuger auf jeder Herdseite). Der Betrieb mit Kohle ist dort teuerer.

Holzvergaser sind auch bei uns im Glashüttenbetriebe anzutreffen. Sehr reine, weiße Gläser erfordern Holzgas, um die Aufnahme von dunkel färbenden Stoffen aus der Steinkohle zu verhüten.

Analysen von Holzgas findet der Leser in der Zahlentafel S. 312.

Man wendet hohe Schütthöhen an.

Holzgas ist schwefelfrei, Steinkohlengas nicht, auch wenn man Kalkzuschlag anwendet[2]).

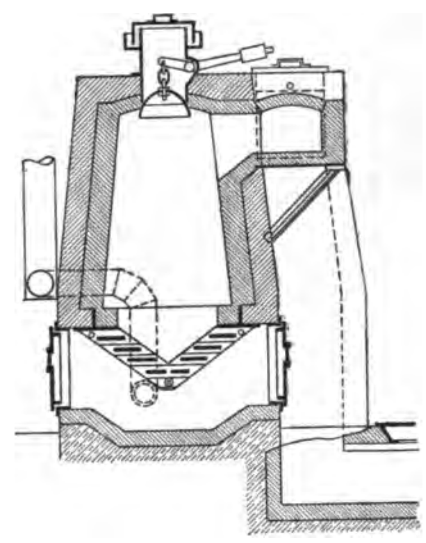


Abb. 204. Gaserzeuger für Holz in Schweden. Das Holz wird vorher gedarrt. Die Gase werden in einem Oberflächenkondensator abgekühlt. (Vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 697.)

Wassergas.

Unter Wassergas versteht man ein im Sinne der Reaktion $H_2O + C = CO + H_2$ entstandenes Gemisch von CO und H_2 zu annähernd gleichen Raumteilen z. B. 42% CO; 49% H; 4% N; 3% CO_2. Es ist in Amerika zuerst erzeugt, um dem dortigen Mangel an Gaskohle abzuhelfen. Man karburierte es und verwendete es auch zu Leuchtzwecken[3]).

Seine Bedeutung als Leucht-, Kraft- und Heizgas im städtischen Leitungsnetz ist geblieben. Es wird aus Koks und Koksabfällen erzeugt, die von den Leuchtgasanstalten nicht vorteilhaft abgesetzt werden können. Solche Vorräte bilden dann auch eine Reserve bei Ausfall der Kohlenbezüge.

Uns interessiert seine Verwendung im Martinofen und Wärmofenbetriebe, die immer wieder versucht wird; bisher aber, auch beim Vermischen mit Steinkohlen- oder Koksgas ohne Erfolg[4]). Wenn

[1]) Metallurgie, VII. Jahrgang, Heft 11.

[2]) Stahl und Eisen, 1894, S. 703 (Odelstjerna).

[3]) Seine Anwendung in Flammöfen siehe: Stahl und Eisen, 1887, S. 193 (Weardalefeuerung).

[4]) Vgl. Dicke, Stahl und Eisen, 1907, S. 1181.

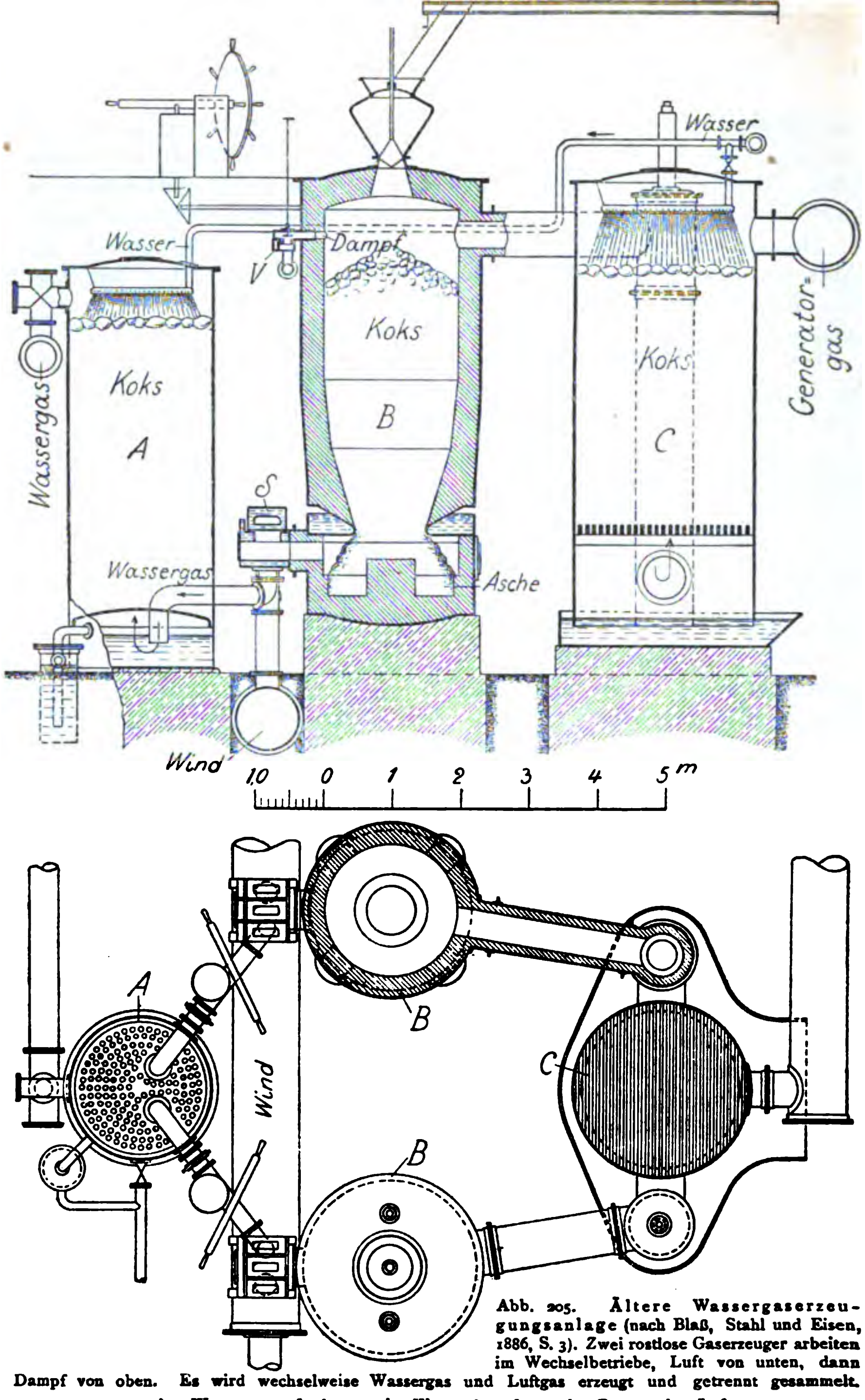


Abb. 205. Ältere Wassergaserzeugungsanlage (nach Blaß, Stahl und Eisen, 1886, S. 3). Zwei rostlose Gaserzeuger arbeiten im Wechselbetriebe, Luft von unten, dann Dampf von oben. Es wird wechselweise Wassergas und Luftgas erzeugt und getrennt gesammelt.

1 cbm Wassergas erfordert 0,4 kg Wasserdampf, 0,27 kg C, 2,39 cbm Luft.
Heizwert = 3023 W-E, Verbrennungstemperatur = 2800°.

S = Muschelschieber für den Wind } von einem Steuerrade aus bewegt
V = Dampfventil }
A = Staubsammler für Wassergas
C = Staubsammler für Koksgas
40% des Brennstoffs wurden zu Wassergas vergast
60% » » » » Koksgas »

Schweißarbeiten in Frage kommen, die seine hohe Verbrennungstemperatur ausnutzen, liegt die Sache anders. Im letzteren Sinne hat es Schulz-Knaudt in Essen 1886 eingeführt[1]). (Abb. 205.)

Mitte der achtziger Jahre machte man umfangreiche Versuche in Wittkowitz[2]), die aber schließlich zur Einstellung des Verfahrens führten. Ebenso gelang nicht die Einführung beim Martinbetriebe eines niederrheinischen Werkes, etwa um 1900. Inzwischen ist das dem ursprünglichen wirtschaftlich überlegene Verfahren von Dellwik-Fleischer 1895 entstanden. Neuerdings sind wieder Versuche in Torgau[3]) und auf einem schwedischen und schottischen Werke gemacht[4]). Der Erfolg bleibt abzuwarten; angeblich hat das erzeugte Flußeisen sehr gute Eigenschaften. In Hinblick auf diese Bestrebungen soll das Verfahren ganz kurz gekennzeichnet werden.

Das Gas wird erzeugt, indem man Wasserdampf in glühenden Koks einbläst. Da die Zerlegung des Dampfes eine große Wärmemenge entzieht, entsteht eine starke Abkühlung. Man muß deshalb einen Wechselbetrieb einführen, um den durch Wasserdampfeinführen »kaltgeblasenen« Gaserzeuger wieder »warm zu blasen«. Dabei wird der Dampf abgestellt und Luft von der entgegengesetzten Seite eingeführt. Beim Warmblasen entsteht gewöhnliches Gas (Luftgas), das in einem Gassammler aufgefangen wird. Wassergas und Luftgas fällt bei diesem Verfahren zu ungefähr gleichen Teilen. Der Wasserdampf wird auf 800° vorgewärmt[5]).

Die Erfindung von Dellwik-Fleischer[6]) besteht darin, daß das Warmblasen durch sehr reichliche Luftzufuhr auf etwa 2 Minuten abgekürzt wird. Dabei sind die Gase so CO_2-reich (z. B. 18°/₀ CO_2, 2°/₀ CO, 78°/₀ N, 2°/₀ O), daß sie unverwendbar sind und im Kamin entweichen. Dann folgt das Gasmachen (etwa 7 Minuten). Dabei wird erst von oben, dann von unten der Dampf eingeblasen, um die Wärme der ganzen Koksschüttung auszunutzen (vgl. Abb. 206). Heizwert und Verbrennungstemperatur siehe S. 312 und 331.

Wassergas muß in wasserberieselten Standkästen vom H_2S befreit werden. Es ist giftig. Um seine Anwesenheit bei Undichtigkeiten kenntlich zu machen, muß man einen stinkenden Kohlenwasserstoff

---

1) Vgl. den Vortrag von Blaß, Stahl und Eisen, 1886, S. 3.

2) Stahl und Eisen, 1889, S. 994. Eichhorn (Stahl und Eisen, 1888, S. 693) nennt Selbstkosten: 1 cbm Wassergas kostet 1,40 M.; 10000 WE kosten 5,37 Pf.
1 » gew. Gas » 0,20 » ; 10000 » » 1,49 »
Kupelwieser (Stahl und Eisen, 1889, S. 921) berechnet, daß die Schmelzkosten für Stahl sich wie 18,25 M. bei Wassergas zu 10,50 M. bei gewöhnlichem Gas verhielten; auch fürchtet er H_2S.

3) Stahl und Eisen, 1914, S. 493. Märzofen für 15 t, ohne Gaskammern.

4) Stahl und Eisen, 1914, S. 1049.

5) Stahl und Eisen, 1886, S. 3 (Blaß).

6) Stahl und Eisen, 1907, S. 1181, daselbst auch Selbstkosten.

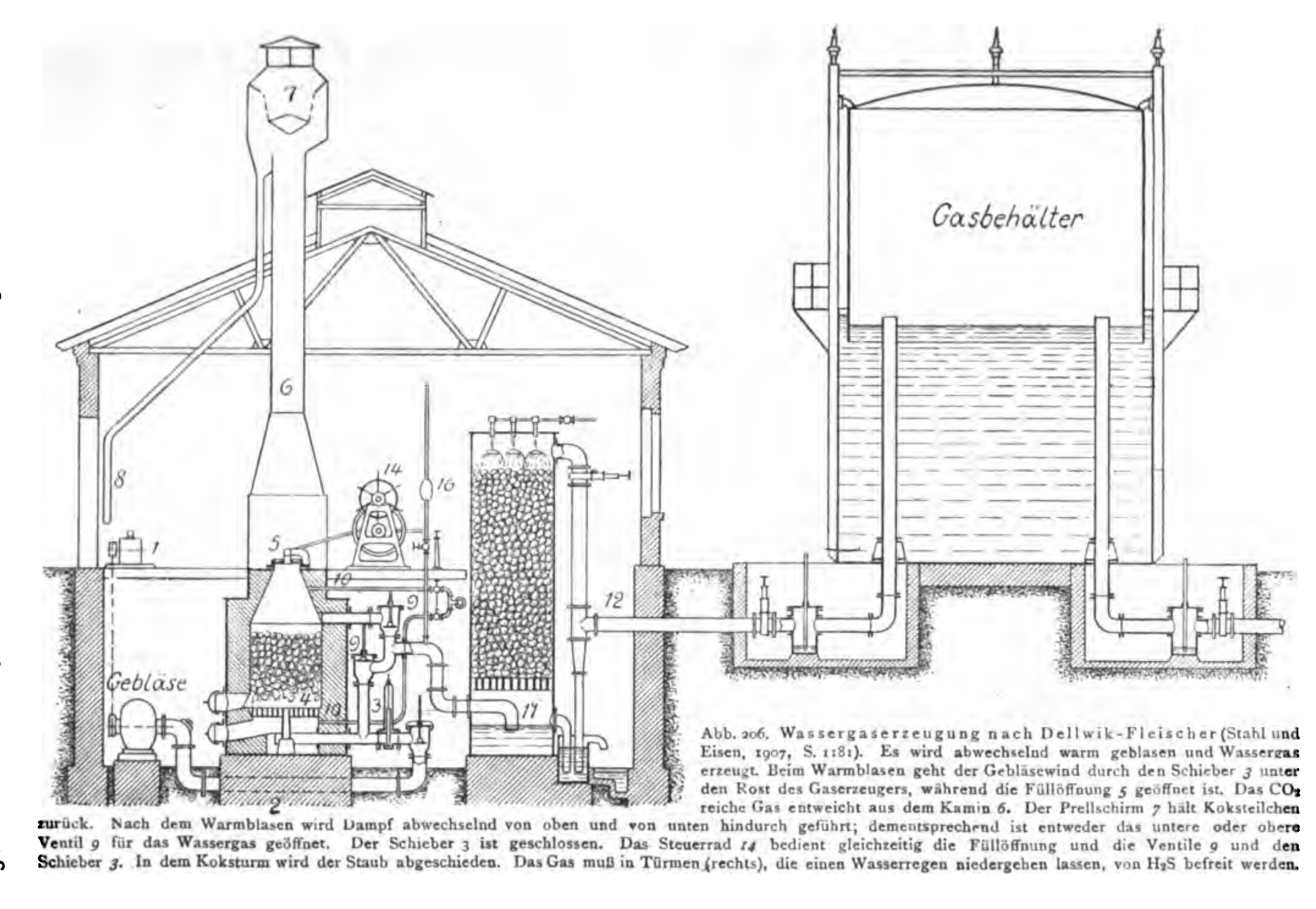


Abb. 206. Wassergaserzeugung nach Dellwik-Fleischer (Stahl und Eisen, 1907, S. 1181). Es wird abwechselnd warm geblasen und Wassergas erzeugt. Beim Warmblasen geht der Gebläsewind durch den Schieber *3* unter den Rost des Gaserzeugers, während die Füllöffnung *5* geöffnet ist. Das CO_2 reiche Gas entweicht aus dem Kamin *6*. Der Prellschirm *7* hält Koksteilchen zurück. Nach dem Warmblasen wird Dampf abwechselnd von oben und von unten hindurch geführt; dementsprechend ist entweder das untere oder obere Ventil *9* für das Wassergas geöffnet. Der Schieber 3 ist geschlossen. Das Steuerrad *14* bedient gleichzeitig die Füllöffnung und die Ventile *9* und den Schieber *3*. In dem Koksturm wird der Staub abgeschieden. Das Gas muß in Türmen (rechts), die einen Wasserregen niedergehen lassen, von H_2S befreit werden.

zusetzen. Wichtig ist bei der Verteilung im Rohrnetz der Schweißanlagen die Kompression und Regelung des Drucks durch Reduzierventile.

Mondgas.

Es handelt sich um ein von dem deutschen Chemiker Ludwig Mond (später lebte er in England) erfundenes Vergasungsverfahren, mit dem ausgesprochenen Zweck, Teer und vor allem Ammoniak als Nebenerzeugnis zu gewinnen. Mit dem Ausblick auf das Ende des Chilisalpeters gewinnt dies Verfahren immer mehr Interesse. Da neuerdings Vorschläge auftauchen, das Gas nicht nur motorischen Zwecken, sondern auch Heizzwecken in Martinöfen und Wärmöfen[1]) dienstbar zu machen, so soll das Verfahren ganz kurz gekennzeichnet, im übrigen aber auf die Literatur[2]) verwiesen werden:

Die Stickstoffbilanz stellt sich für den Koksofen durchaus nicht günstig.

Von dem N-Gehalt der Kohle werden im günstigsten Falle nur 15% als NH_3 gewonnen; etwa 33% bleiben im Koks, etwa 49% gehen ungenützt mit den Gasen fort, etwa 2% scheiden sich im Zyan und 1% im Teer aus. Im Mondgaserzeuger kann man dagegen bis 75% als NH_3 gewinnen (z. B. 35—40 kg Sulfat, 35—40 kg Teer für 1 t Kohle, gegen 12 kg Sulfat und 25 kg Teer im Koksofen). Es hängt dies damit zusammen, daß die Temperatur viel niedriger ist, eine große Verdünnung der Gase besteht und vor allem eine große Wasserdampfmenge eingesetzt wird[3]). Unter diesen Umständen ist, wärmetechnisch betrachtet, das Gas schlecht, z. B.

$$14—16\%\ CO_2;\ 10—13\%\ CO;\ 22—27\%\ H;\ 2—3\%\ CH_4,$$

auch geht sehr viel Brennstoff in der Asche verloren (30—40% brennbare Bestandteile in der Asche); aber diese Übelstände werden durch den Erlös für Teer und Ammonsulfat ausgeglichen.

---

[1]) Für Wärmöfen ist es bereits angewendet (Komotau, auch bei Armstrong und in Parkhead, ebenso in Barop). Wolff nennt das Projekt einer Gaszentrale für 3 Martinöfen und 6 Wärmöfen. Ebenso ist in Stahl und Eisen, 1895, S. 464 von einem Entwurf die Rede. Für 1 t Kohle will man 60—70 kg Teer und 8 kg Sulfat gewinnen.

[2]) Gwosdz, Glückauf, 1914, S. 1354 und 1373.
Schulz, Stahl und Eisen, 1913, S. 1222.
Gwiggner, ebenda, 1913, S. 1652.
Trenkler, ebenda, 1913, S. 1730.
Wolff, ebenda, 1914, S. 473 und 579.
Brauns, ebenda, 1903, S. 1191. Duffgaserzeugeranlage (vgl. Abb. 183) mit Ammoniakgewinnung.

[3]) NH_3 wird in hohen Temperaturen zersetzt, wenn es nicht durch große Verdünnung und viel Wasserdampf geschützt wird.

Um das Verfahren ohne Einfrieren durchführen zu können, muß das Gemisch von Abdampf (0,7—1,05 kg für 1 cbm Luft) und Luft stark überhitzt (am besten auf 85°) eingeblasen werden. Dies Überhitzen geschieht unter Ausnutzung der Wärme der Gase, die zwecks NH_3-Gewinnung und Wasserdampfverdichtung auf 15 bis 30° heruntergekühlt werden müssen.

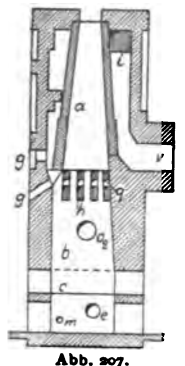


Abb. 207.

Abb. 208a. Gaserzeuger von Strache. Er stellt eine Vereinigung der Leuchtgasretorte mit einem Wassergaserzeuger dar. In *a* erfolgt die Entgasung, in *b* die Vergasung im Sinne eines Gaserzeugers, der unten einen leicht im Betriebe zu reinigenden Rost besitzt. Die Generatorgase treten durch die Schlitze *k* und verbrennen unter Zuführung von Luft durch *g* in dem Raum rings um den Schacht *a*. Die Verbrennungsgase entweichen durch *v* nach einem Überhitzer für Dampf. Nachdem mit Luft heiß geblasen ist, tritt überhitzter Dampf ein, und es wird Wassergas gebildet. Das heiße Wassergas entweicht durch die Schlitze *k* und gibt seine Wärme zur Entgasung der Kohle ab. Das Gemisch aus Steinkohlen- und Wassergas nennt Strache Doppelgas. Aus 100 kg Kohle werden in zwei solchen Gaserzeugern 120—158 cbm Doppelgas mit 3400 WE für 1 cbm gewonnen. Z. d. V. d. Ingenieure, 1917, S. 479 und Stahl und Eisen, 1917, S. 273.

Der Gaserzeugerbetrieb gestaltet sich infolge der niedrigen Temperatur leicht. Man kann Vergasungsleistungen bis zu 30 t in 24 Stunden erreichen.

Die Gase gehen durch den Gegenstromlufterhitzer, dann in den Teerwascher, dann in den Ammoniakwascher und schließlich in Kühltürme, wo der letzte Rest von NH_3 gewonnen wird.

Abgesehen vom Mondgasverfahren, gibt es auch ein sogenanntes Zonenverfahren oder Mehrzonenverfahren[1]), das allerdings nur 25—30% N ausbringt, aber dafür andere Vorteile haben soll.

Moores Verfahren[2]) bezweckt eine Verbesserung des Mondgasverfahrens (weniger Dampf, stärkere Kühlung der Gase).

Mondgas ist auch für Ferngasbetrieb (50 km) in Staffordhire angewandt. (0,55 Pf. für 1 cbm, 2 cbm für 1 PS-Stunde.)[3]).

Dawsongas und Doppelgas.

Das erstere ist ein aus Koks oder Anthrazit für Kraftzwecke hergestelltes Mischgas. Unter letzterem versteht man ein in neuester Zeit von Strache erfundenes Gemisch von Leuchtgas und Wassergas. Abb. 207 kennzeichnet in ihrem Text das Verfahren. Vielleicht ist seine Anwendung wirtschaftlich, wenn die großen Essengaswärmemengen von Martinöfen und Wärmöfen für die Dampfgewinnung nutzbar gemacht werden. Die erforderlichen Dampfmengen sind sehr groß.

---

1) Stahl und Eisen, 1913, S. 1222 (Schulz), auch ebenda, 1914, S. 473 und 579 (Wolff). Wolff bezweifelt allerdings die Wirtschaftlichkeit.

2) Stahl und Eisen, 1914, S. 114.

3) Stahl und Eisen, 1914, S. 174.

Tieftemperaturvergasung.

Gaserzeugerteer war schon immer bekannt, namentlich bei Braunkohlenvergasung, wurde aber als lästiges, die Ventile verstopfendes Nebenerzeugnis betrachtet. Dies wurde im Kriege anders, als es gelang aus diesem Teer Paraffin, Schmieröl und Treiböl herzustellen. Man sammelte ihn und ging darauf aus, größere Mengen dieses Teers, den man später um ihn von dem bis dahin bekannten Teer zu unterscheiden »Urteer« nannte, zu erzeugen.

Man stellte fest, daß eine Vergasung bei niedriger Temperatur seine Entstehung begünstigt und prägte das in der Überschrift genannte Wort.

Bei sehr langsam durchgeführter Vergasung läßt sich diese niedrige Temperatur erreichen, bedingt aber Nachteile. Es mußten also andere Wege eingeschlagen werden. Heute gibt es zwei Verfahren:

Das von Ehrhardt und Sehmer ordnet ein Zentralrohr wie bei einer Hochofenbegichtung an, und gibt die Kohle in dieses, neuerdings unter Anwendung eines mechanisch bewegten Streutellers auf. Die Gase entweichen aus diesem Zentralrohr und seitlich aus dem Gaserzeuger in gewöhnlicher Weise. Nur die ersteren werden auf Teer verarbeitet, indem man, ohne starke Abkühlung eintreten zu lassen (nur 65°), die Teernebel in Teerschleiern unter Verwendung eines Zentrifugalapparats und in Filtern auffängt.

Nachdem dies geschehen ist, werden beide Gasströme vereinigt und ergeben ein Heizgas mit etwas geringerer Verbrennungstemperatur, dessen Anwendung in Wärmöfen mit gutem Erfolge geschehen kann. Ob dies für Martinöfen zutrifft, muß dahingestellt sein.

Das Verfahren der Firma Thyssen in Mülheim wendet neuerdings eine lange von außen durch Gasbrenner geheizte Drehtrommel an, in welcher die Entgasung stattfindet. Der Rückstand stellt einen Koks eigenartiger Beschaffenheit (sog. Halbkoks) dar, der selbsttätig einem Drehrostgaserzeuger zufällt und ohne jede Stocharbeit vergast wird. Die Gase aus der Drehtrommel und aus dem Gaserzeuger werden dann vereinigt, nachdem die ersteren von den Teernebeln befreit sind.

Es werden aus 100 kg Steinkohle etwa 6 kg Urteer gewonnen, die 60% Destillate (bei Braunkohle 69%) und 40% Pech liefern. Die Destillate bestehen aus Paraffin (2% bei Steinkohle, 4—12% bei Braunkohle), Leichtölen und Schmieröl, letzteres etwas überwiegend.

Die hohen Preise für diese Öle ergeben einen großen wirtschaftlichen Nutzen.

Näheres findet der Leser in den Veröffentlichungen des Instituts für Kohleforschung unter den Namen Fischer und Glund (auch Stahl und Eisen, 1916, S. 549), ferner in den Vorträgen von Linck, Jaworski, Frank, die in den Berichten der Stahlwerkskommission (1920) in Stahl und Eisen veröffentlicht sind. Auch Roser, Stahl und Eisen, 1920, S. 3, Juni, auch ebenda 1920, S. 1045.

Zahlentafel. **Gaszusammensetzung.**

		CO_2	CO	CH_4	C_2H_4	H	O	N	Heizwert für 1 cbm
1	Steinkohle	0,67	31,13	2,4	—	6,57	—	59,23	1298
2	»	0,85	30,65	2,55	—	7,10	—	58,85	1349
3	»	5,40	27,01	2,93	—	14,55	—	50,11	1451
4	»	3,77	25,34	1,14	—	8,62	0,29	—	1114
5	»	2,30	30,20	2,4	—	10,5	0,20	—	1421
6	»	2,40	29,40	3,6	—	12,8	0,20	51,6	1545
7	»	5,20	27,30	3,4	—	16,6	—	47,5	1538
8	»	2,50	28,00	1,3	—	12,5	0,40	55,3	1323
9	»	3,70	26,20	2,0	—	11,5	0,30	56,3	1275
10	»	11,60	18,40	3,4	—	21,8	—	44,8	1420
10a	»	5,70	22,00	2,6	0,6	10,5	0,4	58,2	—
10b	»	2,50	27,00	1,2	—	12,0	—	57,0	—
11	Braunkohlenbriketts . .	3,4	30,4	2,4	—	11,0	0,2	—	1444
12	Böhm. Braunkohle . .	1,3	31,5	8,5	—	3,0	—	—	1530
13	» . .	6,5	23,2	2,8	—	12,5	—	—	1408
14	Anthrazit	7,2	26,8	0,6	—	18,5	—	47	1375
15	ebenso	7,0	26,0	1,0	—	14,0	—	—	1230
16	Koks	7,0	23,0	0,7	—	14,0	—	—	1110
17	Braunkohlenbriketts . .	3,4	31,5	2,5	0,2	11,0	—	—	1450
18	1/2 Westf. Steinkohle, 1/2 Braunkohlenbriketts	3,2	28,0	3,2	0,4	10,8	—	—	1450
19	Koksabfall	5,57	26,9	—	—	11,9	—	—	1113
20	Staubkohle	4,71	26,3	2,8	—	12,10	—	—	1342
21	Klaubberge (Jahns Ringgaserzeuger)	10,9	10,0	2,87	—	19,2	1,5	—	987
22	Gas aus geringwertigem, bituminösem Brennstoff	7—10	18—26	0,6—1,4	—	12—14	—	—	960-1230
23	Torfgas	12,34	15,85	1,35	0,11	17,13	1,02	52,50	985-937
24	»	10	19	2,4	0,5	20	0,5	57	—
25	»	16,8	11,6	3,0	0,2	25,6	—	42,8	1298
26	Holzgas	7,22	32,4	—	—	10,26	—	50,1	—
27	ebenso	11,6	34,5	—	—	0,7	—	53,2	—
28	Wassergas	3	43	—	—	50	—	4	2610
29	»	5	39	0,7	—	49	—	6,3	—
30	Mondgas	14—16	11—12	3—4,5	—	25—27	—	41—46	1350
31	»	13,25	16,05	3,5	—	22,65	—	44,55	1382

Nr. 1—5. Stahl und Eisen, 1907, S. 692 (Körtings Vertrag)

Nr. 6—10. Dichmann, S. 60.

Nr. 10 a u. b. Amerikanisches Gas nach Campbell.

Nr. 11—16. Stahl und Eisen, 1907, S. 692.

Nr. 17—18. Nach Gasfeuerungstechnik Dresden.

Nr. 19—20. Ebenda, Hochdruck Kerpely-gaserzeuger.

Nr. 21. Stahl und Eisen, 1907, S. 692.

Nr. 22. Stahl und Eisen, 1906, S. 797 (Sauggas Gaserzeuger).

Nr. 23. Z. d. V. d. Ing., 1912, S. 561.

Nr. 24. Stahl und Eisen, 1913, S. 831, Torfgas in Ottawa.

Nr. 25. Hochmoortorfgas nach »Generator A.-G.« Charlottenburg.

Nr. 26. Holzgas nach Ebelman.

Nr. 27. Kerls Allg. Hüttenkunde, S. 169.

Nr. 28. Nach Blaß, Stahl und Eisen, 1886, S. 3.

Nr. 29. Ebenso.

Nr. 30. Stahl und Eisen, 1913, S. 1730.

Nr. 31. Ebenda, 1914, S. 579.

32. Die chemischen und thermischen Vorgänge im Gaserzeuger.

Beides läßt sich nicht voneinander trennen, weil der Gaserzeuger die Wärmemenge, die er zur Durchführung der Umwandlungen braucht, selbst aufbringen muß.

Es soll hier zunächst nur vom Vergasen von Steinkohle und von der Erzeugung gewöhnlichen Gases ohne oder mit nur geringer Wasserdampfzuführung für Ofenheizzwecke die Rede sein. Alles andere soll angegliedert werden.

Die Vergasung wird im Gegensatz zur Verkohlung restlos durchgeführt. Es bleibt von der eingesetzten Steinkohle nur die Asche übrig und die Koksstücke, die trotz aller Vorsicht in diese gelangen (Rostdurchfall oder Rückstände). Wir haben es mit Vorgängen zu tun, die sich innerhalb der Kohlenschüttung des Gaserzeugers abspielen und solchen außerhalb dieser, einschließlich der Leitungen. Man muß Entgasung und Vergasung unterscheiden. Erstere geschieht in höheren Zonen und zwar ebenso wie in der Leuchtgasretorte und dem Koksofen; nur bleibt die Kohle nicht bis zur vollständigen Vergasung an ihrer Stelle, sondern sinkt vorzeitig in tiefere Zonen nieder, so daß sich Entgasungs- und Vergasungserzeugnisse mischen. Allerdings gibt es Gaserzeuger, bei denen eine Trennung geschieht. Diese können aber vorläufig außer Acht bleiben.

Die Entgasung der Kohle umschließt zahlreiche z. T. recht verwickelte Vorgänge, die in uneingeschränkter Weise bei der Leuchtgasdarstellung und Verkokung in Erscheinung treten. Hier beim Gaserzeuger muß sie mit wenigen Worten, nur im Ausblick auf praktische Ziele abgetan werden:

Man muß annehmen, daß in der Kohle bereits chemisch gebundenes Wasser und Kohlenwasserstoffverbindungen[1]) vorhanden sind, die nun bei der Erhitzung als Destillationserzeugnisse entweichen. Je nach der Temperatur und Art der Temperatursteigerung sind die Entgasungserzeugnisse verschieden. Die Feuchtigkeit der Kohle entweicht schon bei Temperaturen, die wenig über 100° liegen, alsdann beginnt die Entgasung, die ein Versuch von Börnstein[2]) mit westfälischer Gaskohle beim Erhitzen auf 450° wie folgt schildert:

Bei 200° erfolgt die erste Abspaltung von Wasser, die bei 290° reichlich wird. Das erste ölige Destillat bei 240°. Die Hauptdestillation beginnt bei 360°. Das erste brennbare Gas zeigt sich bei 380°. Beginn starker Gasabspaltung bei 396°. Erste Abspaltung flüchtiger Schwefelverbindungen bei 305°.

---

[1]) Als solche kommen für uns in Betracht: CH_4 = Methan, ferner C_6H_6 = Benzol, C_3H_6 = Propylen; C_2H_4 = Aethylen. Die letzten drei sind schwere Kohlenwasserstoffe.

[2] In Fischers Taschenbuch mitgeteilt.



Man erhielt aus 1 kg Kohle: 43,0 g Wasser, 75,3 g Teer, 2,0 g Schwefelverbindungen, 842,8 g festen Rückstand, außerdem 23,4 l Gase, die folgende Zusammensetzung hatten: 3,8 % CO_2; 5,6 % schwere Kohlenwasserstoffe; 3,8 % CO; 17,3 % H; 54,3 % CH_4; 15,2 % Äthan. Abgesehen davon wird ein Teil des Stickstoffs der Kohle in Ammoniak, Cyan und ungebunden entführt. Der Versuch von Börnstein geht nur bis 450°. Die Kohle ist dann noch nicht vergast. Erst bei etwa 1000° ist die Vergasung beendet.

Weitere Aufschlüsse erhält man beim Studium der Verkokung. So hatte Koksofengas aus westfälischer Mischkohle:

3,2 % schwere Kohlenwasserstoffe; 35,8 % CH_4; 48,9 % H; 7,2 % CO; 1,2 % CO_2; 0,0 % O; 3,7 % N; abgesehen von NH_3, Cyan und H_2S[1]).

Die Menge des Destillationsgases: Im Kokereibetriebe rechnet man nach Fischer mit 250 cbm Gas für 1 t Kohlen und in Leuchtgasanstalten mit 270—300 cbm. Dichmann nimmt im Mittel 280 cbm an, d. i. für 1 kg C 0,4 cbm Gas mit rund 0,12 kg C. Demnach sind 12 % des C der Kohle in die Destillationsgase übergeführt und 88 % vergast. Die Menge des Destillationsgases (0,4 cbm) ist aber nur mit 7 % an der Gesamtgasmenge (etwa 5 cbm) beteiligt (vgl. das Berechnungsbeispiel S. 326).

Der Einfluß der Temperatur auf die Zusammensetzung des Destillationsgases ist sehr erheblich[2]). Niedrige Temperatur begünstigt die Entstehung von Teer, die unerwünscht ist, da er sich bei der Abkühlung in den Leitungen abscheidet und die Ventile verstopft. Auch der Heizwert des Gases wird dementsprechend herabgesetzt.

In Kokereien rechnet man mit 3—4 kg Teer für 100 kg Kohle. Bei Gaserzeugern muß man anstreben, die Teerausscheidung womöglich ganz zu unterdrücken.

Dies gelingt bei genügend hoher Temperatur. Statt des Teers werden dann mehr Kohlenwasserstoffe anderer Art, vorwiegend Methan gebildet, und der verbleibende Teer tritt leichtflüssig in Gestalt von Nebeln auf, die das Gas kennzeichnend färben. Auch dieser Gesichtspunkt verlangt hohe Temperatur (auch nicht zu viel Wasserdampf) und gleichmäßige Verteilung der Kohle im Querschnitt durch Stochen und die Art des Aufgebens. Sehr wichtig ist auch die Vermeidung zu hoher Schütthöhen. Solche wird immer zu starker Bildung eines dickflüssigen Teers führen, die sehr unerwünscht ist. Nasse Brennstoffe geben kälteren Gang und folgerichtig viel Teer. Führt man Teer durch glühende Kohlen oder

---

[1]) Dichmann gibt S. 52 seines Buches eine Zusammenstellung von Koksofengaszusammensetzungen.

[2]) Dies wird auch durch die Verschiedenheit der Zusammensetzung des Koksofengases gekennzeichnet, wenn man die Gasprobe fortlaufend innerhalb der Gasungszeit nimmt. Siehe z. B. Hugo Krüger, Martinofenbeheizung, Doktorarbeit, Verlag Stahl und Eisen.

Koks, so wird er unter Bildung von beständigen Gasen (vorwiegend H und CH_4) zerlegt. Kennzeichnend ist, daß man, wie oben erwähnt, behufs Schmierölgewinnung eine Entgasung bei niedriger Temperatur im Koksofen und auch im Gaserzeuger einführte und auf diese Weise die Teererzeugung auf 10 kg für 100 kg Kohle steigerte[1]).

Man muß annehmen, daß chemisches Wasser und Kohlenwasserstoffe bereits in fertiger Verbindung in der Kohle bestehen, die letzteren aus dem »verfügbaren H« gebildet. Ob dies wirklich zutrifft und auch auf NH_3, Cy, H_2S usw. auszudehnen ist, mag dahingestellt sein.

Neben dem entweichenden Wasser drängen sich zunächst schwere Kohlenwasserstoffe vor, die bei Abkühlung zu Teer verdichtet werden; dann folgen leichte Kohlenwasserstoffe, die beständiger und schwerer kondensierbar sind. Allerdings werden wir erfahren, daß alle Kohlenwasserstoffe dazu neigen, in hohen Temperaturen unter C-Ausscheidung zu zerfallen.

Der Verlauf der Entgasung ist endothermisch. Man muß ebenso wie im Koksofen und in der Leuchtgasretorte Wärme zuführen. Allerdings ist die Wärmemenge noch nicht sicher bestimmt. v. Jüptner und Toldt[2]) rechnen auf rein theoretischer Grundlage mit 333—365 WE, Schmidhammer[3]) mit 295 WE für 1 kg Kohle. Dabei rechnet letzterer 240 WE, um die Kohle auf 1000° vorzuwärmen (spez. Wärme = 0,24).

Der Verfasser rechnet in Ermangelung zuverlässiger Zahlenwerte wie folgt: Um 100 kg Kohle in der Leuchtgasretorte zu destillieren sind 20—25 kg Koks erforderlich, die einen Heizwert von etwa $20 \cdot 7635 = 152\,700$ WE haben. Nehmen wir einen Wirkungsgrad von 10% an, wie er bei guten Tiegelfeuerungen zutrifft, so ergeben sich 153 WE für 1 kg Kohle.

Wir kommen nunmehr zur Vergasung des Brennstoffs. Aus der Kohle ist inzwischen Koks geworden. Dabei müssen wir eine Vergasung mit und ohne künstliche Wasserdampfeinführung und dementsprechend wasserstoffarmes und wasserstoffreiches Gas unterscheiden. Von den Worten »Luftgas, Mischgas, Wassergas« war S. 272 die Rede.

Kohlenstoff.

Wir kennen die folgenden Reaktionen:

a. $C + O = CO$; für 1 kg C + 2473 WE
b. $C + O_2 = CO_2$; » 1 » C + 8080 »
c. $CO_2 + C = 2CO$; » 1 » C — 3130 »

---

[1]) Franz Fischer und W. Glund. Kaiser-Wilhelminstitut 1916.
[2]) Vgl. Literaturverzeichnis.
[3]) Stahl und Eisen, 1889, S. 543.

Die landläufige Darstellung besagt, daß unten im Gaserzeuger ausschließlich CO_2 entsteht, das dann beim Aufsteigen in heißere Zonen, im Sinne der Reaktion c zerlegt wird.

Diese Anschauung wird durch Experimente gestützt, bei denen CO_2 durch Röhren mit glühendem C geleitet wird und eine solche Zerlegung erfährt. Aber der Fall liegt hier anders. Es bildet sich da, wo die Luft eintritt, ein Gemisch von CO_2 und CO im Sinne der Reaktionen a und b. Naturgemäß wird unmittelbar über dem Rost keine Stetigkeit erwartet werden können. Diese tritt erst in höheren Zonen ein, nachdem aller freier Sauerstoff, der sich namentlich in der Randzone lange behauptet, aufgezehrt ist.

Aber abgesehen davon, wird die einmal eingestellte Gaszusammensetzung bleiben und die Reaktion c nur insofern zur Geltung kommen, als sie, gewissermaßen aus der Entfernung wirkend, die Anteilziffern des Gemisches an CO_2 und CO regelt.

Tatsächlich bestätigen auch neue Untersuchungen von Kurt Neumann[1]) nicht die oben genannte landläufige Anschauung. Es ist vielfach mehr CO_2 weiter oben als unten. Auch im Kupolofen haben neuere Gasuntersuchungen der alten Zerlegungsanschauung widersprochen[2]).

Praktisch hat die Frage ja keine Bedeutung, auch thermisch nicht; denn es ist gleichgültig, ob man schreibt $2\,C + 2\,O = 2\,CO$ oder $C + 2\,O + C = CO_2 + C = 2\,CO$. Im letzteren Falle ist dasselbe geschehen, wie wenn C von vornherein zu CO verbrannt wäre.

Trifft Luft auf glühenden C, so sucht sie ausschließlich CO_2 zu bilden, aber diesem Bestreben wird mehr oder minder Einhalt getan dadurch, daß neuer Kohlenstoff sich an den Sauerstoff herandrängt, ehe das Ziel erreicht ist.

Maßgebend für die Anteile an C, die zu CO_2 und CO endgültig verbrennen[3]), ist ausschließlich die Temperatur und die Geschwindigkeit des Gasstroms. Ist die letztere konstant, so kann die Veränderung der Temperatur (wenigstens oberhalb 500°; denn da beginnt erst praktisch das Aufnahmevermögen des O für C) in einem Falle fast reines CO_2, im anderen Falle fast reines CO ergeben. Dasselbe gilt, wenn die Temperatur konstant ist, und die Geschwindigkeit wechselt. Statt Geschwindigkeit sagt man besser »Berührungsdauer« um auch verschiedene Gaserzeuger miteinander vergleichen zu können. Dadurch wird der Begriff der »Schütthöhe« eingeführt. $\text{Berührungsdauer} = \frac{\text{Schütthöhe}}{\text{Geschwindigkeit}}$.

[1]) Vgl. Literaturverzeichnis.

[2]) Vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers. 4. Aufl.

[3]) Der Leser sei hier auf Bd. I Kohlenoxyd und Kohlensäure in Hochofen verwiesen. Versuche unter Berücksichtigung der Gasgeschwindigkeit und Berührungsdauer sind mehrfach angestellt. Er findet bei Dichmann S. 24 und bei Gwosdz Glückauf 1914, S. 1354, Auszüge und Literaturhinweise.

Dies wird durch die hier folgende Zahlentafel gekennzeichnet, die der Verfasser zur Klarlegung der Kupolofenvorgänge berechnet hat[1]).

Zahlentafel.

	Luftmenge für 1 kg Koks	Gaszusammensetzung Raumteile %	%
Gaserzeuger, mit Koks auf Luftgas langsam betrieben	3,8 cbm	0,7 CO_2	33,6 CO
Hochofen. Die Gase etwa 2,5 m oberhalb der Formebene abgesaugt. Weiter oben wird das CO durch den Erzsauerstoff höher oxydiert. Dieser Erzsauerstoff ist im Gaserzeuger und Kupolofen nicht vorhanden	3,3 »	0,3 »	36,0 »
Kupolofen mit niedrigem Kokssatz betrieben	6,1 »	16,0 »	9,0 »
» » hohem » »	5,8 »	11,0 »	15,5 »
Gaserzeuger, nach dem Verfahren von Dellwick-Fleischer auf Wassergas betrieben, in der Warmblaseperiode	8,3 »	17,9 »	1,8 »

Einen anderen Versuch machte Hempel[2]), indem er einen heißen Koksgaserzeuger abkühlen ließ; er erhielt Gase, deren CO_2-Gehalt im Lauf der Zeit von 4,4 auf 19,8% stieg und deren CO-Gehalt von 23,8% auf 0,0% fiel. Hier wird also ein hoher CO_2-Gehalt durch Verminderung der Temperatur, oben (Dellwik-Fleischer) durch Vergrößerung der Gasgeschwindigkeit erzielt.

In gleicher Weise würde eine Verminderung der Schütthöhe wirken, weil sie die Berührungsdauer verkleinert.

Die 3 Faktoren: Temperatur, Gasgeschwindigkeit (oder Luftmenge), Schütthöhe ergeben zahlreiche Kombinationen, die zu scheinbaren Widersprüchen Veranlassung geben können.

Ändert man nur einen der 3 Faktoren, so ergibt sich gleich ein ganz anderes Bild.

So ergab z. B. ein Gaserzeuger bei schnellem Gang: 4% CO_2, 28% CO; 13% H; bei langsamem dagegen 2,2% CO_2; 30% CO; 16% H.

Verbrennt mehr C zu CO_2, so entsteht eine größere Wärmemenge, die sich unliebsam durch eine Schlackenbildung bemerkbar machen kann. Man hilft sich durch Einblasen von Wasserdampf, um die Temperatur herabzusetzen. Bläst man aber zuviel ein, so wird der Entgasungsvorgang durch die niedrige Temperatur gestört.

Die Entstehung von CO_2 ist nachteilig, aber nicht ganz zu vermeiden, weil die Vergrößerung der Vergaseleistung auch eine

[1]) Vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers.

[2]) Stahl und Eisen, 1896, S. 87.

Vergrößerung der Luftzufuhr bedingt, die eine CO_2-Bildung begünstigt. Man soll aber nicht ohne zwingenden Grund mehr als 4 % CO_2 im Gase haben.

d) Es ist noch nicht die Reaktion der Kohleabscheidung

$$2\,CO = C + CO_2;\ \text{für 1 kg C} + 3\,134\ \text{WE.}$$

genannt. Sie stellt den Linksverlauf der umkehrbaren Reaktion:

$$CO_2 + C \rightleftarrows 2\,CO\ \text{dar.}$$

Im Hochofen spielt sie und die durch sie bedingte C-Ausscheidung eine große Rolle (vgl. Bd. I). Dort wirken Eisenerze als Katalysatoren ein, die hier im Gaserzeuger fehlen.

Man verneint hier meist ihr Bestehen und führt die starken Rußablagerungen in den Leitungen lediglich auf den Zerfall von Kohlenwasserstoffen zurück[1]).

Ob dies im vollen Umfange mit Recht geschieht, mag dahin gestellt sein. Den Anstoß zur Kohleausscheidung könnten geringe Fe_3O_4-Mengen in den feuerfesten Steinen der Leitung[2]), auch Aschenbestandteile der mitgerissenen Kohlenkörper geben. Auch der Temperaturbereich (das Maximum liegt bei etwa 450—500°) stimmt überein. Es wird natürlich nicht möglich sein, Rußkörper aus Kohlenwasserstoffen und aus CO zu unterscheiden.

Der Verfasser erhielt von einer Gasanstalt die Auskunft, daß Gase, aus reinem Koks hergestellt, keine Rußablagerungen ergeben. Das würde allerdings gegen die Annahme sprechen. Aber der Verfasser hält damit nicht die Angelegenheit für erledigt.

Wasserstoff und Wasserdampf.

Das in der Kohle enthaltene O ist der herrschenden Ansicht zufolge mit dem H chemisch zu H_2O gebunden. Es bleibt aber H übrig — der »verfügbare Wasserstoff.« Dieser bildet Kohlen- und Schwefelwasserstoffe verschiedener Art und entweicht auch als freier Wasserstoff.

Letzterer gesellt sich dem Wasserstoff zu, der durch die Zersetzung des Wasserdampfes im Sinne der folgenden Reaktionen entstanden ist:

e) $$H_2O + C = H_2 + CO;\ \text{für 1 kg C} - 2\,360\ \text{WE.,}$$
$$\text{für 1 kg Wasserdampf} - 15\,73\ \text{WE.}$$

f) $$2\,H_2O + C = H_4 + CO_2;\ \text{für 1 kg C} - 1\,587\ \text{WE.,}$$
$$\text{für 1 kg Wasserdampf} - 530\ \text{WE.}$$

Die Reaktion e) wird bei 1 100° vollständig durchgeführt. Zwischen 500 und 1 100° entstehen Gemenge von CO und CO_2 und bei 500° nur CO_2 neben H im Sinne der Reaktion f.

---

[1]) So tut es Ledebur.

[2]) Vgl. Bd. I, S. 128ff, und Stahl und Eisen, 1907, S. 1626. Zerstörung feuerfester Steine im Hochofen und die Versuche des Verfassers.

Es handelt sich um endotherme Reaktionen, deren Wärmebedarf aus der C-Verbrennung gedeckt werden muß.

Wir haben nunmehr zwei Quellen kennen gelernt, aus denen das zur Verbrennung des C nötige O gedeckt wird. Luft und Wasserdampf. Ob die eine oder andere in Frage kommt, und wie weit sie in Frage kommt, zeigt der Stickstoffgehalt der Verbrennungsgase an.

Sehr wichtig ist die Frage, ob eine vollständige oder unvollständige Zersetzung des Wasserdampfes stattgefunden hat. Das letztere äußert sich nachteilig. Wir werden die Einwirkung des Wasserdampfes auf die Gasbestandteile in den Leitungen und Kammern noch kennen lernen. Abgesehen davon wird die Beschaffenheit des Flußeisens bei hohem Wasserdampfgehalt des Gases schlecht (vgl. S. 291).

Daraus folgt, daß die Menge des eingeführten Wasserdampfes nicht so groß werden darf, um die Temperatur bei normaler Geschwindigkeit weiter als auf etwa 1 100° herunterzudrücken. Es handelt sich auch ebenso hier, wie bei der CO-Bildung um die Faktoren Temperatur, Geschwindigkeit, Schütthöhe[1]).

Der Wasserdampf verhält sich nicht untätig in den Leitungen und Kammern, sondern es findet in Temperaturen oberhalb etwa 600° die folgende Reaktion statt:

g) $$H_2O + CO = H_2 + CO_2;\ \text{für 1 kg C} + 767\ \text{WE.};$$
$$\text{für 1 kg Wasserdampf} + 511\ \text{WE.}$$

Es ist der Rechtsverlauf einer umkehrbaren Reaktion, die nach Kurt Neumann tatsächlich bis zur Umkehrung im Gaserzeuger ausläuft

$$H_2O + CO \rightleftharpoons H_2 + CO_2.$$

Diese Oxydation des CO kommt in vielen Gasanalysen zu Tage, die das Gas aus dem Gaserzeuger, den Leitungen und Kammern entnommen haben[2]). Sie ist schädlich, weil sie den Heizwert herabsetzt.

---

[1]) Der Leser findet Literatur über Laboratoriumsversuche bei Dichmann S. 26. Auch Zeitschrift d. V. d. Ing. 1905, S. 232, Versuche von Harries und Clement und Adams. Vgl. auch Glückauf, 1914, S. 1374.

Nach Clement und Adams blieben bei 1 200° 4/5 unzersetzt, wenn man die Schütthöhe auf 0,3 m erniedrigte, bei 800° und 1 Sekunde Berührungsdauer waren es 99%, bei 1 300° nur 17%; aber wenn man 4,3 Sekunden Berührungsdauer gab, 0%.

[2]) Würtenberger nennt folgende Beispiele (Stahl und Eisen, 1913, S. 447): Bei 900° fand Blaß bereits 10% CO_2, wenn bei 600° reines CO vorhanden war.

In der Gasleitung	5,0% CO_2;	0,2% O;	24,3% CO;	10,9% H;	2.2% CH_4
In den Kammern	7,2 » » ;	0,4 » » ;	21,0 » » ;	12,0 » » ;	1,6 » » .

Der Heizwert fiel von 1 219 WE. auf 1 095 WE., also um etwa 10%. Man kann aus der O- und N-Zunahme aber schließen, daß Luft eingedrungen ist.

Auch Ledebur berichtet solche Fälle. Stahl und Eisen, 1903, S. 694.

Es handelt sich um eine Heizwertverminderung um etwa 1,7%.

Auch Mayer. Stahl und Eisen, 1908, S. 766. Heizwertverminderung = etwa 4%.

Auch Markgraf (vgl. Literatur), Braunkohlengas erfuhr eine CO_2-Zunahme um 0,7%, CO-Abnahme um 1%, H-Zunahme um 0,7%.

Allerdings spielen auch Undichtigkeiten der Leitung (Luftzutritt) mit hinein, die die gleiche Wirkung haben. Diese haben zweifellos oft eine übertriebene Vorstellung von dem Umfang erwirkt, der nicht groß zu sein scheint, wenn man die Wasserdampfmengen soweit wie möglich einschränkt, was auch aus anderen Rücksichten geschehen muß (vgl. S. 290).

Kohlenwasserstoffe.

Erhitzt man Kohlenwasserstoffe, so zerfallen sie unter C-Abscheidung.

h) Schwere Kohlenwasserstoffe $= C + CH_4$ (es entsteht Retortengraphit)

i) Leichte » z. B. $CH_4 = C + H_4$ (es entsteht Ruß).

Einen Beweis bringt die Erscheinung, daß Teerdämpfe zerlegt werden, wenn man sie durch glühenden Koks leitet. Ferner die Erscheinung, daß man den Wasserstoffgehalt im Leuchtgas von 40—50 % auf 80 % anreichern kann, wenn man es in Retorten mit Kleinkoks auf 1 400° erhitzt (Militärluftschiffahrt) [1]).

Auch die Erscheinung, daß Leuchtgas aus überheißen Retorten wenig Leuchtkraft hat, weil die schweren Kohlenwasserstoffe zerlegt sind, spricht dafür. Abgesehen davon, bringen die starken Rußablagerungen in den Leitungen und die Entstehung von Retortengraphit Beweise [2]). Schamottbrocken saugen sich geradezu mit C voll, das allerdings beim Erhitzen verschwindet. In Leitungen für Steinkohlengas hat man 40 gr C für 1 kg westfälische Kohle gewogen, d. s. etwa 320 WE. = 4 % des Heizwertes der letzteren [3]).

Krüger [4]) hat bei Erhitzung von Koksofengas auf die Kammertemperatur gefunden, daß für 100 kg Gas 7,7—8,0 kg in Gestalt von C ausgeschieden werden.

Nach seinen Untersuchungen beginnen schwere Kohlenwasserstoffe schon bei Temperaturen unterhalb 600° zu zerfallen. Die Zersetzung des Methans setzt erst bei 900—1 000° ein, ist bei 1 000—1 100° sehr kräftig und flaut dann wieder ab. Die Länge der Zeitdauer der Erhitzung und die Konzentration ist von Bedeutung (bei 7 Sekunden waren etwa doppelt so viel zersetzt wie bei 3 Sekunden), bei reinem Koksofengas (5000 WE. für 1 cbm) doppelt so viel wie bei Mischgas mit 2 000 WE. für 1 cbm. Demnach wirkt große Geschwindigkeit und geringer Gehalt an CH_4 der Zersetzung entgegen. Dasselbe gilt auch, wenn auch nicht so ausgeprägt, für schwere Kohlenwasserstoffe. Der Verlauf der Zersetzung erfolgt endothermisch.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 244 (Biermann).

[2]) Vgl. Ledebur, Stahl und Eisen, 1903, S. 693, auch Koßmann-Schreiber ebenda 1911, S. 731, auch Glückauf, 1914, S. 1376 (Einfluß von Katalysatoren).

[3]) Gießereizeit. 1907, S. 421 (Gille).

[4]) Hugo Krüger, Doktorarbeit über Martinofenbeheizung. Verlag Stahl und Eisen, Düsseldorf.

Abgesehen von Reaktionen h) und i) finden die folgenden statt:

k) $$CH_4 + 3\,CO_2 = 4\,CO + 2\,H_2O$$

l) $$CH_4 + H_2O \text{ Dampf} = CO + 6\,H.$$

Diese beiden Vorgänge kommen für Generatorgas praktisch kaum in Betracht, wohl aber bei Koksofengas, bei dem die Kohlenwasserstoffe in etwa 10facher Konzentration auftreten.

Es bestehen Versuche von Lang (CO_2) und Fischer (H_2O-Dampf)[1]) und von Krüger (Koksofengase). Demnach beginnt die Einwirkung des CO_2 je nach der Konzentration des CH_4 bei 700°—850°, und wächst auch wieder mit der Aufenthaltszeit, Temperatur und Konzentration. Bei 1 200° wurden bis zu 80 % der CO_2 zersetzt.

Wasserdampf wirkt erst bei 1 000° ein. Dasselbe geschieht, wenn Luft beigemengt wird. Allerdings hat Luftzutritt eine sehr einschneidende Wirkung auf Verminderung des Heizwertes, da H, CH_4 und CO verbrennen.

Durch die Zersetzung der Kohlenwasserstoffe entsteht eine Verringerung des spez. Gewichts, die bei Koksofengas beträchtlich ist.

Infolge der leichten Zersetzbarkeit schwerer Kohlenwasserstoffe kommt Äthylen (C_2H_4) sehr selten in Generatorgas zur Erscheinung. Bei Koksofengas ist es etwas anderes.

Teerdämpfe werden durch glühenden Koks sehr schnell zersetzt.

Schwefel.

Der Schwefel der Kohle[2]) ist teils pflanzlichen und tierischen, teils mineralischen Ursprungs (FeS)[3]). Der erstere kommt in den Destillationsgasen und deshalb auch im Leuchtgas, hauptsächlich als H_2S in Erscheinung. Der letztere wird, sofern er nicht in der Asche zurückbleibt, vergast. Waldeck traf in tieferen Gaserzeugerzonen nur SO_2 und SO_3 an. Er fand in den abziehenden Gasen z. B. 0,09 % H_2S neben 0,03 % SO_2 (SO_3). Eine amerikalische Gasanalyse nennt 0,3 % H_2S. Daß H_2S und SO_2 (SO_3) nebeneinander vorkommen, hat bei der großen Verdünnung nichts befremdliches. Auch in Rauchgasen treten beide Schwefelverbindungen nebeneinander auf. Abgesehen davon bestehen sicher auch andere organische Schwefelverbindungen.

---

1) Mitgeteilt bei Dichmann, S. 29.

Nach Lang	33,3% CO_2	im	Gasgemisch	vor	dem	Erhitzen	(1 000°)
	26,8 »	»	»	»	nach	»	»	
Nach Fischer	43,5 »	»	»	»	vor	»	»	(1 000°)
	37,3 »	»	»	»	nach	»	»	

2) Der Schwefelgehalt der Kohle ist sehr verschieden. Bei Steinkohle (Gaskohle) 0,8 bis 1,6%, bei Braunkohle oft vielmehr.

3) Fischer nennt z. B. folgende Zahlen: Gesamtschwefel = 1,68%, davon als Sulfid 0,46 und 1,22 organisch gebunden, in der Asche blieben 0,03 zurück.

Für unsere Ziele ist es gleichgültig, in welcher Form der Schwefel in den Gasen vorhanden ist. Er geht unter allen Umständen in das Eisenbad. Eine Schwefelgewinnung, wie beim Koksofen ist bisher noch nicht in Betracht gezogen.

Stickstoff.

Der Stickstoff entweicht als NH_3, Cyan und als Element, ein Teil wird auch im Teer gebunden und ein anderer bleibt in den Koksstücken zurück, die in der Asche verloren gehen.

Im gewöhnlichen Gaserzeugerbetriebe lohnt die Stickstoffgewinnung nicht. Es gibt aber besondere auf Amoniakgewinnung eingestellte Vergasungsverfahren, die wir unter der Überschrift »Mondgas« kennen gelernt haben.

Hier sind auch Stickstoffgehalte und andere Zahlen genannt.

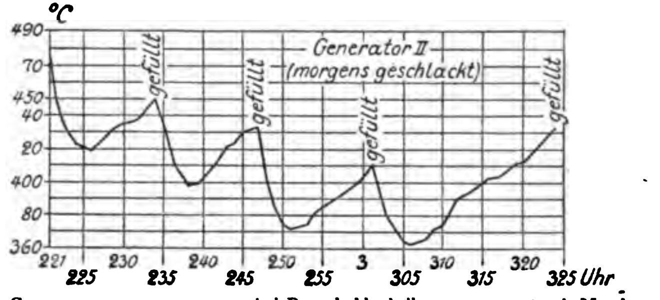


Abb. 208. Gaserzeugertemperatur bei Braunkohlenbrikettvergasung (nach Markgraf).

Die Temperaturen im Gaserzeuger.

Es bestehen Messungen von Wendt, Kurt Neumann, Waldeck. Ersterer hat z. B. 250 m/m über dem Rost 1 400° und 1 100° (bei Wasserdampfeinblasen) gemessen, Neumann Temperaturen bis 1 570°. Waldeck solche bis 1 410°.

Alle diese Temperaturmessungen innerhalb der Kohleschüttung haben wenig Wert, weil sie nicht die Temperatur der Gase, sondern die der glühenden Kohlen- und Koksstücke angeben. Zuverlässig sind nur die Messungen bei den abziehenden Gasen und diese genügen auch für die Praxis; denn heiße Endgase lassen auf einen heißen Gaserzeugergang schließen.

Die Temperatur der abziehenden Gase ist bei Steinkohlenvergasung im allgemeinen = 500—700°, im Mittel 600°. Es kommen aber auch solche bis 850° vor. Bei Braunkohlenvergasung meist 300—400°. Die Temperaturlinie verzeichnet Schwankungen von etwa 100° (Abb. 208).

Will man die Temperatnr steigern, muß man stark blasen oder die Schütthöhe vermindern. Man befördert dadurch die Entstehung von

CO_2 und die damit verbundene Mehreinnahme an Wärme, darf aber nur soweit gehen, wie es erlaubt ist, (d. h. nicht mehr CO_2 wie 3—4 %). Abgesehen davon muß man auf trockene Kohle von hohem Heizwert halten und auf guten Wärmeschutz des Gaserzeugers. Mit dem Einblasen von Wasserdampf kann man die Temperatur regeln. Seine Zerlegung wirkt energisch auf Temperaturerniedrigung ein. Seine Menge läßt sich im Zusammenhange mit ihr berechnen (vgl. weiter unten).

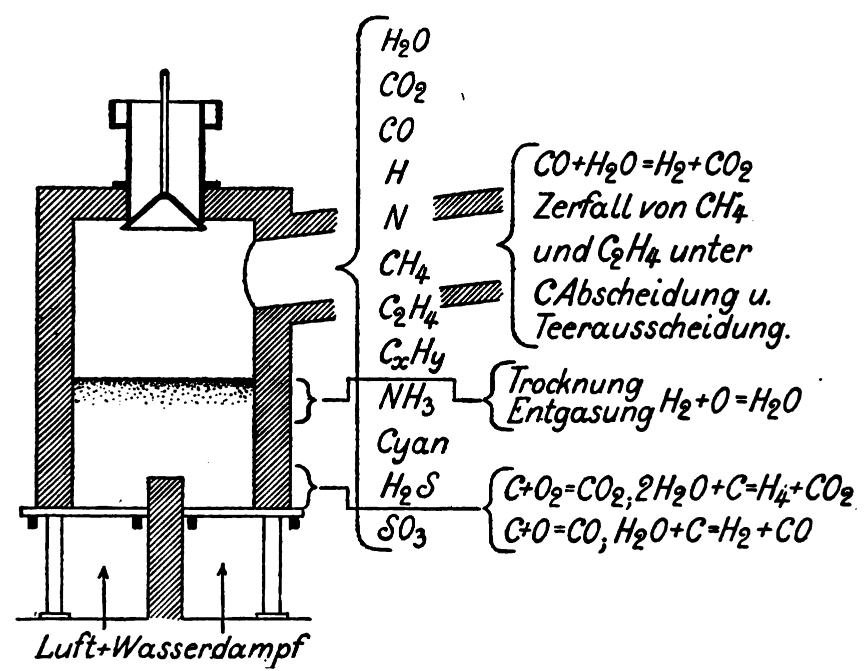


Abb. 209. Schematische Darstellung der chemischen Vorgänge und der Gasbestandteile im Gaserzeuger.

Daß man durch scharfes Blasen unter Ausschaltung des Wasserdampfes die Temperatur schnell, allerdings auf Kosten höheren CO_2-Gehalts, heben kann, beweist der Warmblasevorgang beim Wassergasverfahren (vgl. S. 305). Diese ist so zu erklären:

Erhöht man die sekundlich verbrennende Kohlenmenge, so erscheint eine Temperatursteigerung; insofern, als die Wärmeverluste an die Umgebung in der Zeiteinheit ziemlich dieselben bleiben, aber die in der Zeiteinheit zugeführte Wärmemenge wächst. Es entsteht also ein Wärmeüberschuß.

Man hat kein Interesse daran, übermäßig hohe Gastemperaturen zu haben; denn die Gaswärme wird doch nicht ausgenutzt.

Abb. 209 kennzeichnet rückblickend die Hauptreaktionen und die Gasbestandteile schematisch.

33. Berechnungen, wie sie Bau und Betrieb von Gaserzeugern im Martinofenbetriebe bedingen[1].

Grundlegende Werte.

1 cbm CO_2 hat zu seiner Bildung 1 cbm O erfordert,
1 » CO » » » » $^1/_2$ » O »
1 » H vereinigt sich mit $^1/_2$ » O zu Wasserdampf.
1 » CO verbrennt mit $^1/_2$ cbm O zu 1 cbm CO_2,
1 » H » » $^1/_2$ » O » 1 » Wasserdampf,
1 » CH_4 » » 2 » O » { 1 » CO_2, 2 » Wasserdampf,
1 » C_2H_4 » » 3 » O » { 2 » CO_2, 2 » Wasserdampf.

$$1 \text{ cbm O entspricht } \frac{79}{21} \cdot 1 = 3{,}76 \text{ cbm N},$$

$$1 \text{ » O » } \frac{100}{21} \cdot 1 = 4{,}76 \text{ » Luft},$$

$$1 \text{ » N » } \frac{100}{79} \cdot 1 = 1{,}26 \text{ » Luft}.$$

1 cbm CO_2 oder CO oder CH_4 oder ein Gemisch dieser Gase enthält 0,536 kg C,
1 » C_2H_4 enthält 1,07 kg C.
1 kg C verbrennt zu 1,86 cbm CO (2473 WE) oder auch zu 1,86 cbm CO_2 (8080 WE) oder es bildet 1,86 cbm CH_4.
1 cbm CO_2 = 1,97 kg; 1 kg = 0,51 cbm,
1 » CO = 1,25 kg; 1 kg = 0,80 cbm; 1 cbm verbrennt mit 3000 WE,
1 » H = 0,09 kg; 1 kg = 11,1 cbm; 1 cbm verbrennt mit 2640 WE,
1 » CH_4 = 0,71 kg; 1 kg = 1,41 cbm; 1 cbm verbrennt mit 8600 WE,
1 » C_2H_4 = 1,25 kg; 1 kg = 0,80 cbm; 1 cbm verbrennt mit 14500 WE,
1 » Wasserdampf = 0,80 kg; 1 kg = 1,24 cbm. Um 1 kg zu zerlegen, muß man 3200 WE aufwenden.
1 » O = 1,43 kg; 1 kg = 0,70 cbm.
1 » Luft = 1,29 kg; 1 kg = 0,77 cbm.

Alle Gasvolumina werden auf 0° und normalen Atmosphärendruck bezogen.

---

[1]) Veröffentlicht in der Feuerungstechnik Jahrgang VIII, Heft 6 vom Verfasser.

Aufgabe 1: Es soll aus der gegebenen Gaszusammensetzung die Gasmenge für 1 kg C und für 1 kg Kohle berechnet werden.

Die Gaszusammensetzung sei bei einem guten Gase die folgende:

3,7	cbm	CO_2	$(3,7 + 28,3 + 2,0) \cdot 0,536 = 18,2$ kg C
28,3	»	CO	$0,1 \cdot 1,07 = 0,1$ » C
0,1	»	C_2H_4	
2,0	»	CH_4	
11,5	»	H	
0,3	»	O	
54,1	»	N	
100,0	cbm	enthalten	18,3 kg C.

Auf 1 kg C kommen also $\frac{100}{18,3} = 5,47$ cbm trockene Gase.

Es soll eine Gasflammkohle vergast werden, die in der reinen Brennstoffmasse 82 % C, 5,5 % H, 11 % O, 1,5 % N/, zusammen 100, enthält. Bei 2 % Feuchtigkeit und 4 % Asche ergibt dies: 77,1 % C, 5,2 % H, 10,3 % O, 1,4 % N/, zusammen 94. Durch Aschenfall und Flugstaub[1]) gehen für 100 kg Kohle 2,5 kg C verloren. Wir haben also 74,6 kg C = rund 75 % nutzbares C, und demnach auf

$$1 \text{ kg Kohle } \frac{75}{100} \cdot 5,47 = 4,10 \text{ cbm trockene Gase.}$$

Aufgabe 2: Der Wasserdampfgehalt der Gase.

In Ermangelung zuverlässiger Grundlagen soll angenommen werden, daß der gesamte Sauerstoff der Kohle mit H zu Wasserdampf gebunden wird. Dazu gesellt sich der Wasserdampf aus der Feuchtigkeit.

Die Rechnung stellt sich dann wie folgt:

In 100 kg Kohle sind 10,3 kg O, die sich mit 1,3 kg H zu
Wasser verbinden = 11,6 kg Wasserdampf
Feuchtigkeit der Kohle = 2,0 » »
Zusammen 13,6 kg = 16,86 cbm Wasserdampf

100 kg Kohle entsprechen 410 cbm trockenen Gasen. Demnach enthält 1 cbm trockenes Gas 33 g oder 0,041 cbm Wasserdampf = 4,1 Raumprozent.

410 cbm trockenes Gas entsprechen 427 cbm feuchtem Gas.

---

[1]) Nach F. Meyer, Wärmetechnik der Martinöfen (Halle, Waisenhaus), ergaben sich in Rothe Erde folgende Zahlen für 100 kg Kohlen:

9 kg	Rostdurchfall	mit 8% C	= 0,72 kg C
2 »	Flugstaub	» 87½% C	= 1,75 » C
		Zusammen:	2,47 kg C

Aufgabe 3: Es soll bei der in Aufgabe 1 genannten Gaszusammensetzung die zum Vergasen erforderliche Luftmenge berechnet werden.

1. Verfahren an der Hand des N-Gehalts:

100 cbm trockene Gase enthalten 54,1 cbm N, entsprechend

$$54{,}1 \cdot \frac{100}{79} = 68{,}5 \text{ cbm Luft.}$$

Für 100 cbm Gas sind also 68,5 cbm Luft eingeführt.

2. Verfahren an der Hand des O-Gehalts.

Hier muß berücksichtigt werden, daß der zur Verbrennung erforderliche Sauerstoff zum Teil aus der Wasserdampfzersetzung stammt. Da die Menge des letzteren unbekannt ist, müssen wir sie überschlägig in folgender Weise finden:

Der H-Gehalt der Gase stammt zum Teil aus den Destillationsgasen. Wie weiter unten gezeigt werden wird, können wir mit 0,4 cbm Destillationsgasen für 1 kg C rechnen. Sie enthalten rund 50 % = 0,2 cbm H. Diese 0,2 cbm H machen 3,6 % von den auf 1 kg C entfallenden 5,47 cbm Generatorgas aus. Auf 100 cbm Generatorgas kommen also 3,6 cbm H aus der Kohlendestillation.

Von den 11,5 cbm H der Gasanalyse sind demnach 11,5 — 3,6 = 7,9 cbm aus der Wasserdampfzersetzung hervorgegangen, entsprechend 3,95 cbm O.

Die Rechnung stellt sich nunmehr wie folgt:

3,7 cbm	CO_2	haben bei ihrer Bildung	3,7 cbm	O erfordert
28,3 »	CO	» » » »	14,15 »	O »
0,3 »	O	» » » »	0,30 »	O »
		Zusammen	18,15 cbm	O
		Davon ab die obengenannten	3,95 »	O
		Bleiben für 100 cbm Gase	14,20 cbm	O,

die aus der Luft stammen und 14,2 · 4,76 = 67,6 cbm Luft entsprechen.

Beide Rechnungsverfahren geben also ganz gut übereinstimmende Werte.

Das Mittel beträgt	68,0	cbm Luft.
Für 1 kg C also	3,72	» »
» 1 » Kohle	2,79	» »

Aufgabe 4: Anteil der Destillationsgase an der Gasmenge.

Die Gaszusammensetzung sei wie in Aufgabe 1.

Es ist bekannt, daß 100 kg Kohle in der Leuchtgasretorte 24—41 cbm Gas liefern. Hier soll mit dem Mittelwert von 30 cbm gerechnet werden.

Demnach für 1 kg Kohle 0,3 cbm Destillationsgas und
» 1 » C 0,4 » »

Seine Zusammensetzung möge sein (Raumteile): 3,2 C_2H_4; 35,8 CH_4; 48,9 H; 1,2 CO_2; 7,2 CO; 3,7 N; zusammen 100 cbm mit $3{,}2 \cdot 1{,}07 + (35{,}8 + 1{,}2 + 7{,}2) \cdot 0{,}54 = 27{,}3$ kg C in 100 cbm.

Auf 0,4 cbm kommen demnach $27,3 \cdot \frac{0,4}{100} = 0,11$ kg C.

Diese 0,11 kg C entweichen in den
Destillationsgasen und bilden 0,4 cbm Gas = 7,3 %
0,89 kg C werden vergast und bilden
(vgl. Aufgabe 1) (5,47 — 0,4) = 5,07 » » = 92,7 %
Zusammen für 1 kg C 5,47 cbm Gas = 100,0 %

Man kann annehmen, daß der geringe CO- und CO_2-Gehalt der Destillationsgase auf unvermeidliche Undichtigkeiten der Leuchtgasretorte zurückzuführen ist, und berücksichtigt beide am besten nicht bei der Berechnung des Luftbedarfs des Gaserzeugers, wie es in Aufgabe 3 auch geschehen ist.

Vom Kohlenstoff der Kohle finden sich also 11 % in den Destillationsgasen wieder, 89 % sind Erzeugnisse der Vergasung.

Aufgabe 5. Es soll die Wasserdampfmenge berechnet werden, die künstlich eingeführt werden muß, um der in Aufgabe 1 angegebenen Gaszusammensetzung zu genügen. Die Temperatur des eintretenden Windes sei 30°. Er soll infolge Berührung mit dem Sperrwasser und der feuchten heißen Asche voll gesättigt sein.

100 cbm trockene Generatorgase enthalten 11,5 cbm H. Sein Ursprung ist a) in der Destillation der Kohle, b) in der Windfeuchtigkeit, c) in künstlicher Wasserdampfzuführung zu suchen.

ad a) 100 kg Kohle geben 30 cbm Destillationsgase mit rund 50 % = 15 cbm H. Anderseits kommen 410 cbm trockene Gase auf 100 kg Kohle.

Demnach auf 100 cbm Gase $\frac{15}{4,1} = 3,6$ cbm H.

ad b) Für 100 cbm Generatorgase werden (nach Aufgabe 3) 68,0 cbm Wind von 30° mit je 30 g Wasserdampf = 2,04 kg Wasserdampf eingeführt. 2,04 kg = 2,53 cbm Wasserdampf. Diese entsprechen 2,53 cbm H.

Für 1 kg C sind es $\frac{2,04}{18,3} = 0,112$ kg = 112 g Wasserdampf. Für 1 kg Kohle sind es 84 g Wasserdampf.

ad c) Demnach müssen 11,5 — (3,6 + 2,5) = 5,4 cbm H künstlich eingeführt werden.

5,4 cbm H entsprechen 5,4 cbm Wasserdampf = 4,3 kg Wasserdampf oder für 1 kg C $\frac{4,3}{18,3} = 0,235$ kg = 235 g Wasserdampf. Für 1 kg Kohle 176 g Wasserdampf.

Da nach Aufgabe 3) 3,72 cbm Wind für 1 kg C gebraucht werden, so sind es einschließlich der Luftfeuchtigkeit $\frac{112 + 235}{3,72} = 94$ g Wasserdampf, die im cbm Wind enthalten sein müssen. Rechnet man behufs

Nachprüfung für 1 kg Kohle, so erhält man es, in gleicher Weise berechnet, $\frac{84 + 176}{2{,}79} = 94$ g Wasserdampf, also dasselbe.

Aufgabe 6. Es soll unter den gleichen Verhältnissen wie bei Aufgabe 1 die Wärmebilanz des Gaserzeugers aufgestellt werden.

Wärmeeinnahme für 100 kg Kohle.

Die Gasanalyse hat ergeben

3,7 cbm	CO_2	mit	3,7 · 0,54 kg C =	2,0 kg C =	10,8 %
28,3 »	CO	»	28,3 · 0,54 » C =	15,3 » C =	82,7 »
2,0 »	CH_4	»	2,0 · 0,54 » C =	1,1 » C =	5,8 »
0,1 »	C_2H_4	»	0,1 · 1,07 „ C =	0,1 » C =	0,7 »
				18,5 kg C =	100,0 %

Je 100 kg Kohle stehen nach Abzug des Rostdurchfalles 75 kg C für die Verbrennung zur Verfügung.

$75 \cdot \frac{11}{100} =$ 8,2 kg C verbrennen zu CO_2: 8,2 × 8080 = 66256 WE

$75 \cdot \frac{83}{100} =$ 62,3 » C » » CO: 62,3 × 2473 = 154068 »

279 cbm Gebläsewind (vgl. Aufgabe 3) treten mit 30° ein.

279 · 30 · 0,305 . . . . = 2553 »

und bringen 8,4 kg = 10,5 cbm Wasserdampf mit

10,5 · 30 · 0,35 . . . . = 110 »

Es werden 18 kg Wasserdampf eingeblasen (vgl. Aufgabe 5), die bei 5 Atm. Überdruck 18 · 655 WE mitbringen . . . . = 11790 »

Zusammen 234777 WE

Wärmeausgabe für 100 kg Kohle.

Um 100 kg Kohle zu entgasen, werden 100 · 153 WE gebraucht. . . . . = 15300 WE

2 kg Feuchtigkeit zu verdampfen erfordert 2 · 626 . . . . = 1252 »

Zum Zerlegen von 26,0 kg Wasserdampf (vgl. Aufgabe 5) 26,0 · 3240 . . . . . . = 83720 »

Es fallen 4 kg Asche und 2,5 kg Koks mit einer Temperatur von 500° heraus: 500 (4 · 2,0 + 2,5 · 2,4) . . . . = 7000 »

Es werden 427 cbm feuchte Gase erzeugt, die mit einer Temperatur von 550° entweichen. 427 · 550 · 0,358 . . . . = 84528 »

Wärmeabgabe an Kühlwasser und die Umgebung aus dem Unterschiede . . . . . = 42977 » = 18 %

Zusammen 234777 WE

Aufgabe 7: Es soll der Wirkungsgrad des Gaserzeugers festgestellt werden. Die Gaszusammensetzung sei wie in Aufgabe 1. Die Gase ziehen mit 550° ab. Der Heizwert der Kohle sei für 1 kg im feuchten Zustande = 7600 WE

Dazu 0,18 kg Dampf. 0,18 × 655 = 118 »

Zusammen 7718 WE

4,1 cbm trockene Gase haben einen Heizwert von
4,1 · 1339 (vgl. Aufgabe 8). . . . . = 5490 WE
Die Gase entführen bei 550° (vgl. Aufgabe 6) . . . . . . = 845 »

Zusammen 6335 WE

Demnach ist der Wirkungsgrad $= \frac{6355}{7718} \cdot 100 = 82\,\%$.

Es gehen also 18 % verloren, was mit dem Ergebnis der Wärmebilanz gut übereinstimmt.

Aufgabe 8. Es soll Luftmenge, Essengasmenge, Heizwert und die theoretische Verbrennungstemperatur für 100 cbm Gas der Zusammensetzung wie in Aufgabe 1 berechnet werden.

Zahlentafel.

Gasbestandteile cbm	C-Menge kg	O-Bedarf bei der Verbrennung cbm	Verbrennungserzeugnisse			O cbm	Verbrennungswärme WE
			CO_2 cbm	Wasserdampf cbm	N cbm		
3,7 CO_2	3,7·0,536; 28,3·0,536; 2,0·0,536 } = 18,2	—	3,7	—	—	—	—
28,3 CO		$\frac{28,3}{2}$ = 14,20	28,3	—		—	28,3 · 3000 = 84900
0,1 C_2H_4	0,1 · 1,07 = 0,1	0,1 · 3 = 0,30	0,2	0,2	24,0 · 3,76 = 90,3	—	0,1 · 14500 = 1450
2,0 CH_4	—	2,0 · 2 = 4,00	2,0	4,0		—	2,0 · 8600 = 17200
11,5 H	—	$\frac{11,5}{2}$ = 5,80	—	11,5		—	11,5 · 2640 = 30360
0,3 O	—	verschwindet · minus 0,3	—	—	—	—	—
54,1 N	—	—	—	—	54,1	—	—
4,1 H_2O	—	—	—	4,1	—	—	—
104,1 cbm	18,3	24,3 — 0,3 = 24,0			144,4	—	133910
	Luftüberschuß = 10 % = 2,4				2,4 · 3,76 = 9,0	2,4	
		26,4	34,2	19,8	153,4	2,4	

Luftmenge für 100 cbm trockenes Gas = 26,4 · 4,76 = 125,7 cbm
Essengasmenge für 100 cbm trockenes Gas

$$\begin{matrix} CO_2 & H_2O & N & O \end{matrix}$$
$$= 34,2 + 19,8 + 153,4 + 2,4 = 209,8 \text{ cbm},$$

bestehend aus 16,3 % CO_2, 9,5 % Wasserdampf, 73 % N, 1,2 % O, zusammen 100 % (Raumteile).

1 cbm trockenes Generatorgas leistet 1339 WE
1 » feuchtes » » 1288 »

Gleichung für die theoretische Verbrennungstemperatur x.

$$x \cdot (34{,}2 \cdot s_1 + 19{,}8 \cdot s_2 + 153{,}4 \cdot s_3 + 2{,}4 \cdot s_4) = 133910 \text{ WE.}$$ [1]

s_1 = spez. Wärme v. CO_2 = $0{,}37 + 0{,}00022 \cdot x$,

s_2 = » » » Wasserdampf = $0{,}34 + 0{,}00015 \cdot x$,

s_3 u. s_4 = » » » N und O = $0{,}303 + 0{,}000027 \cdot x$.

$$\left.\begin{matrix} 34{,}2 \cdot 0{,}37 \cdot x \\ + 19{,}8 \cdot 0{,}34 \cdot x \\ + 155{,}8 \cdot 0{,}303 \cdot x \end{matrix}\right\} = 66{,}7 \cdot x \quad \left|\begin{matrix} 34{,}2 \cdot 0{,}00022 \cdot x^2 \\ + 19{,}8 \cdot 0{,}00015 \cdot x^2 \\ + 155{,}8 \cdot 0{,}000027 \cdot x^2 \end{matrix}\right\} = 0{,}0147 \cdot x^2.$$

oder $0{,}0147 \cdot x^2 + 66{,}7 \cdot x = 133910$ oder $x^2 + 4550\,x - 9110000 = 0$.

Daraus $x = 1505°$.

Aufgabe 8: Es soll die Generatorgas-, Luft- und Essengasmenge für 100 kg Kohle im feuchten und trockenen Zustande berechnet werden.

Die Lösung folgt unmittelbar aus der Lösung der Aufgabe 1, 2 und 7.

Auf 18,3 kg C oder 24,4 kg Kohle kommen 100 cbm trockene oder 104 cbm feuchte Generatorgase. Demnach auf 100 kg Kohle im feuchten Zustande 427 cbm Generatorgas, 515 cbm Luft, 860 cbm Essengas und auf 100 kg trockene Kohle 410 cbm Generatorgas, 515 cbm Luft, 843 cbm Essengas.

Aufgabe 9. Es soll der Luftüberschuß berechnet werden, wenn die Zusammensetzung des Generatorgases wie in Aufgabe 1 besteht und die Zusammensetzung der Essengase die folgende ist: 16,3 % CO_2, 9,5 % Wasserdampf, 73 % N, 1,2 % O.

1. Lösung: Nach Aufgabe 8 verbrennen 104,1 cbm Generatorgas mit 24,0 cbm O zu $34{,}2 + 19{,}8 + 144{,}4 = 198{,}4$ cbm Essengas bei Verbrennung ohne Luftüberschuß.

1,2 % O in den Essengasen entsprechen also 2,4 cbm O. Das sind 10 % der obengenannten 24,0 cbm O. Es ist also mit einem Luftüberschuß von 10 % gearbeitet.

2. Lösung: Man kann auch einen kürzeren Weg einschlagen, um die Essengasmenge zu finden, indem man die CO_2-Gehalte der Essengase und der Generatorgase in Vergleich stellt.

100 cbm Generatorgas	enthalten		18,3 kg C
100 » Essengas	»	$16{,}3 \cdot 0{,}54 =$	8,8 » C

$$\text{Essengasmenge bei Luftüberschuß} = \frac{18{,}3}{8{,}8} \cdot 100 = 208 \text{ cbm.}$$

Die Essengase enthalten 1,2 % O, zu denen $1{,}2 \cdot 3{,}76 = 4{,}5$ % N kommen, zusammen 5,7 %. Um diese muß das Volumen gekürzt werden, um die Essengasmenge ohne Luftüberschuß zu erhalten.

Es ergeben sich dann 196 cbm, was mit dem Ergebnis der Lösung 1 annähernd übereinstimmt. Der weitere Verlauf der Berechnung ist wie in Lösung 1.

[1] Vgl. S. 7 und 8.

Aufgabe 10. Es sollen drei Gasarten mit einander verglichen werden:

A. Wasserstoffarmes Generatorgas aus Steinkohlen,
B. Wasserstoffreiches (gewöhnliches) Generatorgas aus Steinkohlen.
C. Wassergas.

Zusammensetzung des Gases.

	O	CO_2	CO	C_2H_4	CH_4	H	N	Wasserdampf	Zusammen	Heizwert für 1 cbm in trockenem Zustande	Theoretische Verbrennungstemperatur, ohne jeden Luftüberschuß
			Raummengen								
		%	%	%	%	%	%	%	%	WE	Grad Celsius
A	—	1	31,3	—	2,4	6,3	59,0	4,1	104,1	1312	1560
B	0,3	3,7	28,3	0,1	2,0	11,5	54,1	4,1	104,1	1339	1570
C	—	3	43,0	—	—	50,0	4,0	—	100	2610[1]	1980

34. Die Baustoffe des Martinofens

Allgemeines.

Wir können saure und basische Öfen gemeinsam behandeln; denn die Unterschiede erstrecken sich nur auf den Herd und einige unmittelbar anschließende Teile, die im Bereich der Schlacke und ihrer Spritzer liegen.

Alles andere: Köpfe, Umfassungswände, Gewölbe und der gesamte Unterbau mit Kammern und Kanälen werden in gleicher Weise ausgeführt.

Für diese gelten als Baustoffe

1. Silikasteine mit etwa 95—97% SiO_2 als Grundbestandteil.
2. Dinassteine, für die dasselbe gilt, nur sind die Rohstoffe weniger sorgfältig ausgewählt. Viele sagen deshalb auch »Silikasteine geringerer Beschaffenheit«.
3. Quarzsteine mit weniger SiO_2, z. B. 85%.
4. Schamottesteine mit hohem Al_2O_3-Gehalt, z. B. 34—36%.
5. Schamottesteine mit geringeren Al_2O_3-Gehalten und Quarzschamottesteine.

Für den Herd saurer Öfen kommen Silika- oder Dinassteine, meist auf einer Lage von Schamottesteinen in Betracht; außerdem Stampfmasse aus etwas tonigem Sand.

[1]) Ältere Quellen nennen viel höhere Zahlen z. B. 2800°. Es hängt dies damit zusammen, daß man damals die Werte für die spez. Wärmen kleiner ansetzte.

Für den Herd und die Rückwand basischer Öfen werden Magnesit, Dolomit, seltener Chromeisenstein benutzt. Versuche mit Bauxit und auch mit Kalkziegeln haben keinen Erfolg gehabt. Magnesit wird in Ziegelform und als Stampfmasse angewendet; dasselbe gilt vom Dolomit, sofern man die hydraulisch gepreßten Steine aus Teerdolomit als Ziegel betrachten will. Chromeisenstein wird in Bruchstücken und auch als Stampfmasse verwendet.

Kohlenstoffsteine kommen schon in Hinblick auf den Zutritt der Luft, der sich nicht verhindern läßt, nicht in Frage (vgl. Bd. I).

Alle diese Baustoffe sollen der Reihe nach besprochen werden, soweit dies nicht früher geschehen ist.

Silikasteine.

Der hohe Kieselsäuregehalt bedingt ihre Feuerfestigkeit. Sie erweichen erst bei etwa Segerkegel 35—36, d. h. 1770—1790°. Reines Bergkrystall erweicht bei Segerkegel 35.

Den Grundstoff bilden Findlingsquarzite, d. h. Kiesel, im Gegensatz zu Quarzit, der als Felsen und Gestein ansteht. Der Name »Silikasteine«, auf Kiesel deutend, ist deshalb gut gewählt.

Diese Quarzite werden in Steinbrechern vorgebrochen und auf Kollergängen gemahlen[1]), die Körner (2 mm) in Mischkollergängen mit dem Bindemittel vermischt und die Masse in Formen geschlagen oder mechanisch gepreßt. Die Formlinge werden in der Darre getrocknet und dann bei hoher Temperatur (Segerkegel 15—16, d. i. 1435—1460°) gebrannt.

Vor dem Brechen muß eine Quarzwäsche in Wirksamkeit treten. Als Bindemittel benutzte man früher ausschließlich Kalkmilch, so daß 1—1,5% CaO zugefügt wurden. Heute wählt man auch tonige Zusätze. Das Formen muß unter Anrechnung des Wachsens beim Brennen (+ 3%) erfolgen.

Als Formpressen dienen Handpressen[2]), Stampferpressen[3]) und auch Wasserdruckpressen[4]). Die Darren können unmittelbar geheizt sein. Sie arbeiten dann sehr schnell. Meist ordnet man die Trockengestelle in dem Raum über den Brennöfen an. Das Brennen geschieht in Mendheimöfen, aber vorzugsweise in unmittelbar geheizten Rundkuppelöfen[5]). Man muß 8—10 Stunden lang volle Temperatur halten und länger abkühlen lassen wie bei Schamottesteinen.

---

[1]) Über die Fabrikation siehe Lange: Silikasteine in Martinöfen (Stahl und Eisen, 1912, S. 1729 und Wernicke: Die Fabrikation feuerfester Steine bei Springer, Berlin).

[2]) Z. B. Die Hütwohlsche.

[3]) Z. B. Die Nielandsche.

[4]) Z. B. Die Laeissche.

[5]) Solche Öfen sind Stahl und Eisen, 1887, S. 320 (Mendheim) und 1912, S. 1734 abgebildet.

Die Auswahl des Quarzits muß uns noch beschäftigen. Die Tatsache, daß anscheinend viel wertvollere Quarzite mit höherem SiO_2-Gehalt Mißerfolge ergaben, und der SiO_2-Gehalt allein keinen Maßstab bildet, hat mehrere interessante wissenschaftliche Untersuchungen zutage gefördert:

Endell[1]) stellte ein allotropes Verhalten des Quarzes fest. Bei 1000° beginnt unter einer sprunghaften Volumenvermehrung von bis 20% die Umwandlung in Tridymit.

Findet diese Umwandlung erst im Martinofen statt, so klaffen die Fugen und die Steine reißen bei jeder Temperaturänderung. Dies muß vermieden werden. Endell rät, ein Brennen bei sehr hoher Temperatur so lange fortzusetzen, bis die Umwandlung vollzogen ist; dann könne man sogar jeden Quarzit ohne Auswahl benutzen.

In letzterer Hinsicht geht er zu weit[2]). Man muß sehr heiß und sorgfältig brennen; es ist sogar gut, einen Teil des Quarzits vor der Zerkleinerung zu brennen, aber dies genügt nicht, wenn die Auswahl des Quarzits nicht das ihrige getan hat. Es kommen nur Findlingsquarzite (nicht anstehendes Gestein) in Frage, die am Mittelrhein beiderseitig auftreten. Die Analyse genügt nicht zu ihrer Wertbestimmung[3]). Wernicke und Wildschrey haben ein mikroskopisches Verfahren unter Anwendung polarisierten Lichtes eingeführt[4]).

Früher nahm man an, daß solche Findlingsquarzite auf die Kontaktwirkung flüssiger Basaltlaven zurückzuführen seien. Dies ist nach Wernicke und Endell falsch. Sie geben eine andere Deutung[5]).

Sehr wichtig ist die Untersuchung der Volumenbeständigkeit der fertigen Steine auf Grund der Ermittlung des Volumengewichtes (durch Wägen an der Luft und dann in Wasser) vor und nach der Erhitzung bei Segerkegel 17 (1480°). Es kommen dabei Ausdehnungen bis zu 10 ccm auf 1 kg vor, bei guten Steinen aber viel weniger, z. B. nur 0,7 ccm[6])

Als Mörtel benutzte man früher Mischungen von bestem, hoch feuerfestem Sande mit Ton. Nach Lange ist es am besten, das Mahlgut von bestem Quarzit oder sogenanntem Kaolinsand (z. B. aus Daaden), nur mit Wasser angerührt, zu verwenden.

---

1) Stahl und Eisen, 1912, S. 392 und 1913, S. 1770/1855. Vgl. auch Gzimailo, ebenda, 1911, S. 224; auch Blasberg, ebenda 1910, S. 1055.

2) Vgl. Lange, Stahl und Eisen, 1912, S. 1729 und Wernicke, ebenda 1913, S. 235.

3) Der Leser findet Analysen in Stahl und Eisen, 1912, S. 1731, auch in dem genannten Buch von Wernicke.

4) Die Untersuchung der Quarzite. Verlag der Tonindustrie, Berlin NW.

5) Alkalisilikatlösungen sind in Sande der Braunkohlenformation hineingeflossen Hinzutretende CO_2 hat SiO_2 unter Bildung von Alkalikarbonat als Gel ausgefüllt.

6) Über solche Untersuchungen im Laboratorium der Tonindustrie in Berlin siehe Stahl, und Eisen, 1895, S. 1084 mit einer Beispielsrechnung.

Einige Analysenergebnisse sollen hier folgen:

Zusammensetzung von Quarziten, Silikasteinen und Kaolinsand.

	1	2	3	4	5	6	7	8
SiO_2 . . .	97,36	96,22	99,10	95,1–98	95,67	95,19	96,24	86,93
Al_2O_3 . . .	2,26	2,80	0,49	0,56–2,75	1,56	1,47	2,36	9,06
Fe_2O_3 . . .	0,32	0,85	0,21	0,35–1,23	1,02	1,18		1,14
CaO . . .	0,04	0,09	Spur	0,21–2,1	1,75	1,48	1,40	0,13
Segerkegel .	35–36	35	35–36	—	35–36	—	—	—

No. 1 stellt einen geeigneten Quarzit dar (Lange, Stahl und Eisen, 1912, S. 1731).
» 2 und 3 zwei ungeeignete Quarzite, ebenda.
» 4 Silikasteine, allgemein nach Lange.
» 5 bewährter Silikastein, ebenso.
» 6 ebenso, nach Wernicke (Fabrikation der feuerfesten Steine. Springer).
» 7 Marke Lüttgen I, Stahl und Eisen, 1895, S. 1087.
» 8 Kaolinsand aus Daaden, Stahl und Eisen, 1912, S. 1737.

Quarzsteine.

Sie sind aus gemahlenen Quarziten, Quarzkieseln, auch Quarzsanden, gegebenenfalls auch aus Klebsanden mit plastischem Ton als Bindemittel hergestellt. Die Auswahl und Aufbereitung der Rohstoffe bedingt Unterschiede und grenzt diese Steine gegen die Schweißofensteine und Kesselsteine ab. Eine sichere Einteilung läßt sich aber nicht geben.

Im allgemeinen rechnet man bei den letzten beiden Sorten mit 15—20% Al_2O_3. Die Quarzsteine haben nicht so viel Tonerde. Man muß aber berücksichtigen, daß bei ersteren durch Verarbeiten alter Steinbrocken von tonerdereicheren Steinen der Tonerdegehalt gehoben wird. Für die untersten Lagen der Kammersteine haben sich gerade Quarzsteine mit etwa 85% SiO_2 bewährt, nur dürfen sie nicht als Tragsteine verwandt werden. Für diesen Zweck gelten hochtonerdehaltige Schamottesteine wegen ihres großen Widerstandes bei Belastung als Träger[1]).

Dinassteine.

Über diese ist weiter nichts zu berichten, als daß sie ebenso wie die Silikasteine, nur unter weniger sorgfältiger Auswahl des Quarzits hergestellt werden. Man sollte den Namen, der aus England übernommen ist, nicht gebrauchen und dafür »Silikasteine geringer Beschaffenheit« sagen. Daß bei diesen weniger wertvollen Quarziten

[1]) Druckfestigkeit in kg/qcm bei Kesselsteinen 52—81, Schweißofensteinen 47, Tonschamottesteinen 142. (Aus Wernickes Buch über feuerfeste Steine.)

ein höherer Kieselsäuregehalt im Stein herauskommen kann, wurde oben angedeutet.

Man wendet Dinassteine da an, wo ein Wachsen unbedenklich ist. Dies trifft für die Kammerfüllungen und gegebenenfalls für die Kammerumfassungsmauern zu. Bei dem Aufbau der Züge und des ganzen Oberbaues ist der beste Stein noch nicht gut genug. Hier muß man sie ausschließen.

Schamottesteine.

Es muß hier auf S. 16 und Bd. I verwiesen werden.

Früher baute man bisweilen den ganzen Ofen, einschließlich des Schmelzraumes, aus hochtonerdehaltigen Schamottesteinen auf, mußte sich aber bald davon überzeugen, daß Silikasteine viel besser seien. Solche hochtonerdehaltigen Schamottesteine benutzt man heute nur noch als Tragsteine für die Kammerfüllungen (vgl. S. 334). Steine mit geringeren Tonerdegehalten sind unter dem Namen Schweißofen- und Kesselsteine, bereits oben neben Quarzsteinen genannt. Sie unterscheiden sich im wesentlichen von diesen dadurch, daß als Magerungsmittel das Mahlgut von alten Steinbrocken benutzt ist, während bei Quarzsteinen, Quarzkörner und Quarzsande dafür eintreten.

Herdmasse für saure Martinöfen.

Auf die aus Silikasteinen (die oberste Lage hochkant gestellt, 125 mm) gemauerte Herdsohle [1]) bringt man die Herdmasse auf. Entweder stampft man die angefeuchtete Masse ein oder schmilzt (bei höchster Temperatur) von vornherein den Boden in dünnen Lagen (1—2 cm) auf. In jedem Falle muß man durch Zugabe von Tonmehl zum Quarzsande dafür sorgen, daß die Masse bei der Sintertemperatur auch wirklich sintert, falls der Sand nicht natürliche Beimengungen besitzt, die als Flußmittel wirken [2]).

Wählt man einen Stampfboden, so vermischt man feinen Sand z. B. Seesand mit bohnen- oder erbsengroßen Quarzkörnern (vorher gebrannt, um ein nachheriges Wachsen zu mildern) und Tonmehl [3]).

Basische Baustoffe. Dolomit (vgl. S. 127).

Man ging, sinngemäß auf der Erfindung von Thomas aufbauend und die Erfolge des Konverterverfahrens ausnutzend, vom Dolomit aus, erlebte aber sehr bald Enttäuschungen; denn Dolomit verschlackt in

---

1) Auch Schamottesteine in der untersten Lage.

2) Z. B. ein Wiener Vorkommen mit 86,5% Quarz, 7,9% Feldspat, 5,8% basische Beimengungen. Stahl und Eisen, 1884, S. 153/212, Reisebericht von Oldenstjerna. Vgl. auch S. 267, Herdsand in Sireuil, den Martin und dann auch Siemens benutzte.

3) Eine solche Vorschrift siehe Stahl und Eisen, 1882, S. 601.

Berührung mit Silikasteinen und auch Schamottesteinen, überhaupt allen Steinen, deren Hauptbestandteile SiO_2 oder Silikate sind. Wollte man diese ausschalten und auch das Gewölbe und die Köpfe aus Dolomit aufbauen, so erfuhr man auch wieder Mißerfolge. Man mußte also nach einem Baustoff suchen, der weder mit SiO_2, noch mit Dolomit verschlackt und ihn als Trennungsmittel zwischen beide einschieben. Einen solchen hatte man in Gestalt von Magnesit und Bauxit[1]). Aber auch hier erfuhr man zunächst Enttäuschungen und wandte sich infolgedessen von der Anwendung des Dolomits gänzlich ab. Man baute den ganzen von der Schlacke berührten Unterbau aus Chromeisenstein oder Magnesit auf. Erst nachdem letzterer zur Herrschaft gelangt war, zog man wiederum den Dolomit heran, um einen aus Magnesit aufgemauerten Herdkörper mit Stampfmasse auszukleiden, die lagenweise mit heißen Stampfern unter starkem Druck aufgebracht wird[2]). Dieses Verfahren hat sich auch wegen seiner Wohlfeilheit sehr gut bewährt und die aus Magnesit aufgestampften Herde verdrängt. Auch zur Ausfütterung der Rückwand — das ist die Stichlochwand, werden gepreßte Teerdolomitsteine verwendet. Die Anwendung des Dolomits geschieht aber überall so, daß er nicht zum Tragen der Wände und des Gewölbes verwandt wird. Der Leser sei im übrigen auf die Kennzeichnung des Dolomits und Teerdolomits beim Konverterverfahren S. 127 verwiesen. Für Herdausbesserungen braucht man gebrannten, gekörnten Dolomit, mit und ohne Teer (Rohdolomit und Teerdolomit), um unter Anwendung der Wurfschaufel zu flicken. In gleicher Weise dient er zum Stichlochschließen. Hier wird auch ungebrannter Dolomit verwendet[3]).

Die oben genannten Schwierigkeiten mit Dolomit als Baustoff wurden auch dadurch vermehrt, daß er sehr empfindlich gegen die Feuchtigkeit der Luft und des Teers war und seine Zusammensetzung schwankte[4]). Diese Übelstände sind in der Neuzeit überwunden. Man kann heute auch gebrannten Dolomit von außerhalb beziehen, ohne Mißerfolge befürchten zu müssen, was bei kleinen Werken von großer Bedeutung ist.

In einem Bericht von Gillot (1885) wird Dolomit kennzeichnenderweise garnicht genannt, obwohl 1882 die Anwendung in Alexandrowsky ausführlich beschrieben ist[5]).

---

1) Vgl. Gillot. Bericht über Versuche, Stahl und Eisen, 1885, S. 91.

2) Eines der ersten Werke war jedenfalls Resicza, Stahl und Eisen, 1889, S. 396 (Gouvy), vgl. auch Springorums Vortrag, ebenda, 1897, S. 622.

3) Vgl. Springorum, Stahl und Eisen, 1897, S. 625, auch Schmidhammer, ebenda, 1897, S. 622.

4) Vgl. Stahl und Eisen, 1887, S. 850 (Sorge), auch ebenda, 1897, S. 625 (Springorum).

5) Stahl und Eisen, 1882, S. 599. Hier wird auch das Anheizen des Ofens unter Schutzmaßregeln gegen das Verbrennen des Teers beschrieben. (Bedecken mit Schienenenden und Blechen.)

Magnesit.

Magnesit entsteht durch Totbrennen des Magnesitspathes $MgCO_3$, ist also im wesentlichen MgO. Wir werden aber sehen, daß die Verunreinigungen gerade eine nützliche Rolle spielen.

Sein großer Vorzug gegenüber dem Dolomit ist seine Unempfindlichkeit gegen Verschlackung, weder mit Silikasteinen, noch mit Schamottesteinen, noch mit Dolomit. Abgesehen davon ist er, in richtiger Weise gebrannt, auch viel wetterbeständiger und gibt, ohne Bindemittel gepreßt und gebrannt, feste, harte Steine.

Schon Gruner und Siemens kannten diesen Baustoff und verfielen sogleich auf seine Anwendung, als man auf Schwierigkeiten bei Benutzung von Dolomit stieß, aber erlebten viele Enttäuschungen, so daß man zeitweise die Verwendung ganz aufgab und sein Heil im Chromeisenstein und Bauxit suchte. Dies wurde anders, als man sich auch hier getäuscht sah. Inzwischen hatte man aber gelernt, den Magnesitspath wirklich totzubrennen.

Man hatte auch eingesehen, daß der krystallinische steirische und oberungarische Magnesit dem dichten und viel reineren Magnesit aus Euböa überlegen ist, und daß gerade ihr Gehalt an Fe_2O_3 zum Sintern befähigte.

Erst Ende der achtziger Jahre kommen diese Erfahrungen und Fortschritte in der Literatur zum Ausdruck, nachdem noch 1884 Wasum in Bochum an seiner Verwendung gezweifelt (viel zu teuer) und Massenez 1881 den natürlichen Magnesit als zu unrein und teuer gekennzeichnet hatte. Es sollen hierunter Literaturquellen genannt werden[1]).

Man erkennt aus dieser kurzen Übersicht, wieviel Kleinarbeit zu leisten war, um das basische Martinverfahren lebensfähig zu machen. Die Erfolge beim Magnesit traten erst in Erscheinung, als man das Vorkommen in Veitsch in Steiermark nutzbar gemacht hatte. Der Leser sei auf die unten genannten Literaturstellen, namentlich auf den Aufsatz von Hörhagen[2]) in Veitsch verwiesen. Hier sei nur, dem letzteren folgend erwähnt, daß das Brennen des Magnesitspaths in einem mit

---

[1]) Vgl. Massenez, Stahl und Eisen, 1881, S. 98.

Wasum, ebenda, 1884, S. 216.

Gillot, ebenda, Stahl und Eisen, 1885, S. 91. Mißerfolge mit isolierenden Bändern aus Magnesit und auch aus Bauxit.

Gouvy, Stahl und Eisen, 1889, S. 396. Magnesitsteine in Resicza. Chromeisenstein wieder verlassen.

Sorge, bringt Stahl und Eisen, 1887, S. 850, eine ausführliche Beschreibung und Erklärung der bisherigen Mißerfolge, er führt auch den St. Veiter Magnesit in die Betrachtung ein und teilt seine günstigen Erfahrungen mit Magnesitherden mit.

Magnesit auf dem Grazer Südbahnwerk. Chromeisenstein verlassen. Stahl und Eisen, 1889, S. 1.

Kjellberg, Stahl und Eisen, 1890, S. 222, beschreibt Magnesitherde.

[2]) Stahl und Eisen, 1893, S. 218, Wedding; ebenda, 1893, S. 279, Hörhagen; ebenda, 1911, S. 955. Derselbe.

Braunkohlen (30—40%) gefeuerten (Unterwind) Schachtofen besonderer Bauart bei 1500° ausgeführt wird. Versuche mit Koks sind mißlungen. Der Ofen ist mit Quarzsteinen ausgekleidet (Abb. 214)[1]).

Der gezogene heiße Magnesit wird mit Wasser begossen und lagert 3—4 Wochen. Dolomit und Kalk wird dann als Staub abgeschieden. Handscheidung. Mahlen in Kollergängen und Kugelmühlen auf 1 mm Korngröße. Man läßt dann die Masse in kellerartigen Räumen angefeuchtet »mauken«. (Hörhagen nimmt die Aufnahme chem. geb. Wassers an.) Pressen der angefeuchteten Masse bei 80 Atm., dann bei 250—300 Atm. ohne Bindemittel. Brennen bei langsamer Temperaturänderung in Mendheimöfen — das sind gasgefeuerte, im Ringofensystem arbeitende Öfen, die mit Magnesitsteinen ausgekleidet sind, bei 1530—1730°. Bei 2000° tritt eine Entfärbung infolge Eisenreduktion ein, bei 2500° eine Reduktion des MgO. Schwindung beim Brennen = 4%. Magnesit aus Euböa ist viel reiner (vgl. d. Analysen), aber gerade deshalb nicht befähigt zum Sintern. Man muß ihm künstlich Fe_2O_3 oder auch (nach Sorge) 15% fetten Ton zusetzen. Man verwendet ihn deshalb kaum zum Ofenbau.

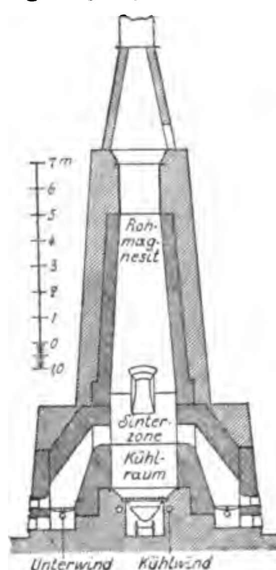


Abb. 214. Magnesitbrennofen in Veitsch, von Lezius konstruiert (vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 955). Der Rohmagnesit wird oben aufgegichtet und unter dem Kühlraum ausgezogen. Die aus zwei seitlichen Halbgasfeuerungen entwickelten Feuergase verbrennen mit der aus dem Kühlraum aufsteigenden heißen Luft, die aus dem Ringkanal unterhalb des Rostes eingeblasen wird. Stichtüröffnungen ermöglichen ein Nachhelfen bei Versetzungen.

Interessant ist die Herstellung von künstlichem Magnesit, die seinerzeit auf nassem Wege in Hörde ausgeübt wurde, aber zu keinem Erfolge führte[2]). Nach Sorge fehlte diesem Magnesit jedes Bindevermögen, was ihn unverwendbar machte.

Über die Herstellung von Magnesitherden geben einige der oben genannten Literaturstellen Auskunft (vor allem Sorge, Kjellberg, Springorum) (vgl. Abb. 215). Nach dem letztgenannten hielten sich Sinterböden, die

[1]) Neuerdings sind Drehrohröfen mit gutem Erfolge für Magnesit in Ungarn angewendet. Stahl und Eisen, 1912, S. 25.

[2]) Massenez nennt Stahl und Eisen, 1881, S. 98:

a) Ein Verfahren von Clossow. Staßfurter Abfallaugen + Ätzdolomit, $MgCl_2 + CaO\ MgO = CaCl_2 + 2\ MgO$, letzteres in Filterpressen von $CaCl_2$ befreit.

b) Ein Verfahren von Scheibler. Gebrannter Dolomit + Melasselösung. Es entsteht Zuckerkalk + MgO, letztere in Filterpressen und durch Ausschleudern getrennt. Die Zuckerkalklösung mit CO_2 behandelt, $CaCO_3$ abgeschieden und die Zuckerlösung wieder benutzt.

lagenweise bis zu einer Dicke von 150 mm, aus einer Mischung von gemahlenem Magnesit mit gemahlenen Herdbrocken oder basischer Herdofenschlacke auf einem Pflasterboden eingetragen wurden, am besten, nachdem die aus Magnesit mit Ton als Zusatz aufgestampften Herde verlassen waren.

Heute gilt der aus dem viel wohlfeileren Teerdolomit auf Magnesitsteinen aufgestampfte Herd als zeitgemäß. Gestampfte oder eingesinterte Magnesitherde sind verlassen. Als Mörtel verwendet man verschiedene

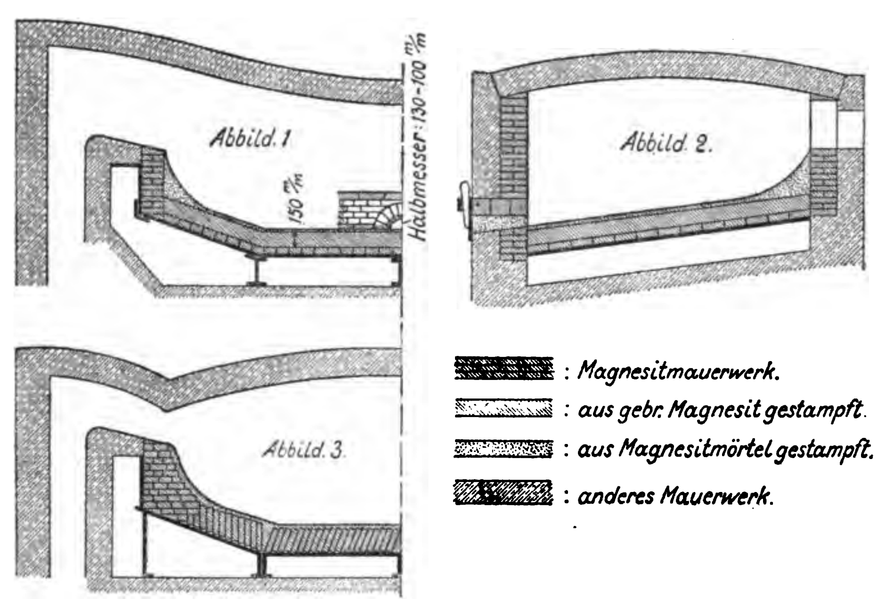


Abb. 215. Vorschläge für die Anwendung und den Einbau von Magnesit im Martinofen (vgl. Sorge Stahl und Eisen, 1887, S. 850 und Tafel XXXV.

Gemenge u. a. ein Gemenge aus dem Mahlgut von scharf und weniger scharf gebranntem Magnesit mit wenig Wasser, bei sehr engen Fugen vermauert. Auch wird Teermörtel unter Anwärmung der Steine und des Teers genannt. Bei Berührung mit den Flächen saurer Steine läßt man den Mörtel fehlen.

Guter, totgebrannter Magnesit ist unempfindlich gegen die Luftfeuchtigkeit, aber sehr empfindlich gegen Temperaturwechsel. Man muß dies beim Anheizen und Kaltlegen des Ofens beachten und darf auch nicht Türpfeiler und Köpfe aus Magnesitsteinen aufmauern.

Dagegen hat er sich in der Sohle und den Umfassungswänden des Herdes (das Mauerwerk aus Silikasteinen wird unmittelbar darauf gesetzt), ebenso auch in der Schutzmauer der Rückwand und bei der Auskleidung des Stichlochkanals, der mit Stichlochmasse verschlossen wird, und in der Sohle der Züge gut bewährt.

Einige Analysenergebnisse sollen hier folgen:

	1	2	3	4	5
$MgCO_3$ . . .	90—96%	—	—	92—98%	—
$CaCO_3$ . . .	0,5—2 »	—	—	3—1 «	—
$FeCO_3$ . . .	3—6 »	—	—	—	—
SiO_2	bis 1 »	0,85	höchstens 5%	2—1 »	2,75%
Mn_2O_3 . . .	» 0,5 »	0,46	—	—	—
MgO	—	86,85	wenigstens 83 »	—	42,58 »
CaO	—	2,26	höchstens 5 »	—	2,50 »
Fe_2O_3 . . .	—	8,46	wenigstens 3 »	2—Spur	4,30 »
CO_2	—	0,35	—	—	47,87 »
Al_2O_3 . . .	—	—	höchstens 2 »	1%	—

1. Kristallinischer Magnesitspath aus Veitsch, Stahl und Eisen, 1887, S. 850.
2. Totgebrannter Magnesit aus Veitsch, ebenda, 1890, S. 222.
3. Sollzusammensetzung des totgebrannten Veitscher Magnesits nach Hörhagen, ebenda, 1911, S. 955.
4. Dichter Rohmagnesit aus Euböa, Stahl und Eisen, 1891, S. 955; andere Analysenergebnisse siehe ebenda, 1881, S. 98 (Massenez).
5. Kristallinischer Rohmagnesit aus Nyustya in Oberungarn, ebenda, 1889, S. 396.

Chromeisenstein (Chromit).

Seine mineralogische Formel lautet nach dem Typus RO, R_2O_3: (Fe, Cr, Mg) (Cr_2, Al_2, Fe_2) O_4. Es ist ein bräunlichschwarzes, vor dem Lötrohr unschmelzbares Mineral, das seiner Unschmelzbarkeit und Widerstandsfähigkeit gegen Verschlackung, sauren und basischen Steinen gegenüber, seine Anwendung im Schmelzofenbau verdankt.

Chromit soll zuerst von Pourcel in Terre-noire angewandt sein; und zwar nicht als Stampfmasse, sondern in Bruchsteinmauerwerk für den Boden und die Seitenwände, mit einem Mörtel aus $^2/_3$ gemahlenem Chromeisenstein und $^1/_3$ reinem Kalk vermauert (um ein Fritten zu erzielen). Der Chromit mußte einen möglichst hohen Chromsäuregehalt haben, etwa 40—45%. Teer wurde als Bindemittel nur bei der Stampfmasse im Abstichkanal und an den Türen angewandt; beim Brennen überdeckte man die Masse mit Kalkstein. Fundorte: Griechenland, Kleinasien, Schweden (vgl. die Literatur hierunter)[1].

Ein Übergang des Chroms in das Eisenbad ist ausgeschlossen oder doch sehr gering.

Man legt auch isolierende Bänder aus Chromitteermasse zwischen Dolomit und Silikasteine[2]. Wie bereits oben erwähnt, nahm man zum

[1]) Nach Gautier, Stahl und Eisen, 1887, S. 27, ebenso nach schwedischer Quelle, ebenda, 1887, S. 893. Chromit in England, Stahl und Eisen, 1892, S. 15. Chromit in Rußland, Stahl und Eisen, 1898, S. 714. Chromit auf dem Grazer Südbahnwerk, ebenda, 1889, S. 1, ebenso in Resicza, ebenda, 1889, S. 396.

[2]) Dolomit in den Martinöfen in Alexandrowsky, Stahl und Eisen, 1882, S. 599.

Chromit seine Zuflucht, als man bemerkt hatte, daß der Dolomit mit sauren Steinen verschlackte, und anderseits ein guter Magnesit noch nicht in den Handel gekommen war.

Sobald das letztere zutraf, gab man die Anwendeng dieses teuren Baustoffs, dessen hohes spezifisches Gewicht (4,5—4,8) die Frachtkosten stark vermehrte, wieder auf; um so mehr als man, wenigstens im Sinne deutscher Erfahrungen, es entbehren kann, selbst bei sehr großen Martinöfen. Die anfänglich gegebenen Schilderungen, denen zufolge ein Chromherd nahezu ewig hielte, wurden durchaus nicht bestätigt. Die großen Erzstücke stiegen im Eisenbade empor, auch verschlackt Chromit in Berührung mit Dinasziegeln und der Schlacke [1]. So wurde die Anwendung von Chromit in den einzelnen europäischen Ländern aufgegeben. Der Verfasser kennt die Anwendung nur auf einem einzigen deutschen Werke und zwar als isolierende Stampfmasse in dünner Lage.

Nur in den Vereinigten Staaten bestand, wenigstens noch 1905, eine große Vorliebe (vgl. S. 395) [2]. Ob dies noch heute der Fall ist, vermag der Verfasser nicht zu sagen.

Nach Simonis [3] drückt ein Tonerdegehalt sehr stark den Schmelzpunkt. Den niedrigsten Schmelzpunkt hat eine Mischung

$$\underset{\text{Fe und Mg}}{1\,RO}, \quad \underset{\text{Cr}_2\text{ und Al}_2}{1\,R_2O_3}, \quad 1\,SiO_2$$

Einige Analysenergebnisse sollen hier folgen:

	1	2	3	4
Cr_2O_3	44,10	38,95	33,44	52,9
Al_2O_3	6,72	17,50	27,75	4,8
FeO	22,42	16,13	16,25	22,6
MgO	23,14	17,20	13,33	10,1
SiO_2	3,16	8,00	6,32	9,6
CaO	höchstens 5%	2,20	1,00	—

1. Chromeisenstein nach Pourcels Bericht über Martinofenbetrieb in England, Stahl und Eisen, 1892, S. 12.
2. Chromit aus Orsova, in Resicza angewandt, Stahl und Eisen, 1889, S. 396.
3. Ein anderes in Resicza gebrauchtes Chromerz, ebenda.
4. Chromit, Stahl und Eisen, 1908, S. 334 (Simonis' Schmelzversuche).

Bauxit.

Dieses Mineral, nach der Stadt Beaux benannt, hat die Grundformel Al_2O_3 2 H_2O mit hohem Al_2O_3-Gehalt. Al_2O_3 wird z. T. durch Fe_2O_3 ersetzt, und auch sonst kommen starke Abweichnngen vor.

[1]) Stahl und Eisen, 1887, S. 893, und 1888, S. 873, auch 1889, S. 396.
[2]) Vgl. den Reisebericht des Verfassers, Stahl und Eisen, 1905, S. 523.
[3]) Stahl und Eisen, 1908, S. 334.

Man glaubte einen neutralen Baustoff in ihm zu haben und verwandte es zu isolierenden Bändern zwischen Dolomit und Silikasteinen, gab die Versuche aber bald auf[1]).

Kalkziegel

stellte man aus CaO und Teer als Bindemittel her, um Isolierschichten zu erhalten, hatte aber keinen Erfolg[2]).

35. Der Bau des Martinofens.

Literatur über Bau des Martinofens.

1. Toldt. Regenerativgasöfen. Leipzig bei Felix. Neuauflage desselben Werkes besorgt von Wilcke, ebenda.
2. Pavloff. Die Abmessungen von Martinöfen. Berlin bei Springer und Stahl und Eisen, 1911, S. 1183.
3. Friedrich. Neuere konstruktive Verbesserungen an Martinöfen. Stahl und Eisen, 1910, S. 978.
4. Petersen. Zum heutigen Stand des Herdfrischverfahrens. Stahl und Eisen, 1910, S. 1 und 58.
5. Talbot. Über neuzeitliche Siemens Martinöfen. Stahl und Eisen, 1913, S. 1860 und Tafel.
6. Mayer. Wärmetechnik des Siemens Martinofens. Halle, Waisenhaus und Stahl und Eisen.
7. Illies. Amerikanische Siemens Martinanlagen. Stahl und Eisen, 1902, S. 713.
8. Ledebur. Eisenhüttenkunde III. Leipzig bei Felix.
9. Schusters Vortrag über Talbot-und andere Öfen in Wittkowitz. Stahl und Eisen, 1914, S. 944, 994, 1031.
10. Puppe. Vortrag über den Märzofen. Stahlwerkskommission 1920.

Das Fassungsvermögen.

Die Tageserzeugung eines Martinofens wird durch die Einsatzmenge und die Schmelzdauer bestimmt. Eine Vergrößerung der letzteren kann eine Vergrößerung der ersteren unwirksam machen. Immerhin ist das Fassungsvermögen der kennzeichnende Wert.

Einsatzmenge und Fassungsvermögen ist dasselbe; nur besteht eine Ausnahme beim Talbotverfahren, wo eine Restmenge nach dem Entleeren im Ofen verbleibt.

Die geschichtliche Entwicklung läßt bis zur Jahrhundertwende einen sehr langsamen Fortschritt erkennen[3]). Dann aber ging es schneller,

---

[1]) Stahl und Eisen, 1885, S. 91.

[2]) Stahl und Eisen, 1885, S. 91.

[3]) Pierre Martin (1866) wandte einen Einsatz von 1,5—2,0 t an. Odelstjerna nennt in seinem europäischen Reisebericht (Stahl und Eisen, 1884, S. 153 u. 212) 2—25 t, meist 8 t. Springorum nennt in seinem Vortrage für deutsche Verhältnisse 15—20 t, selten 25 t (Stahl und Eisen, 1897, S. 396). Daelen nennt, Stahl und Eisen, 1902, S. 984, 15—25 t. Ein größeres Fassungsvermögen habe keine Vorteile. Illies (Stahl und Eisen, 1902, S. 713) nennt Fassungsvermögen bis zu 50 t bei feststehenden und 75 t bei einem kippbaren Ofen in den Vereinigten Staaten. Talbot nennt Stahl und Eisen, 1913, S. 1860 (Tafel) amerikanische, englische und deutsche Öfen von 20 t bis zu 250 t Fasssungsvermögen.

weil man gelernt hatte, den Martinofen mit flüssigem Roheisen zu bedienen und ihn in Wettbewerb mit dem Konverterverfahren zu stellen. Dies geschah in Amerika früher als in Deutschland, weil dort die Verhältnisse für das Thomasverfahren nur ausnahmsweise bestanden.

Bei der in der Fußnote gegebenen Aufzählung sind Stahlformgußöfen meist nicht berücksichtigt, deren Fassungsvermögen bis zu 0,5 t heruntergeht. So kleine Werte sind aber unvorteilhaft. Man soll nicht ohne zwingenden Grund unter 4—5 t Einsatz herabgehen. Ein Schmelzofen mit weniger als 1 t dürfte heute nicht mehr bestehen.

Die großen Einsatzmengen führten zur Anwendung von kippbaren Öfen, ohne ihnen eine ausschlaggebende Überlegenheit über die feststehenden Öfen zu geben. Sie blieben vereinzelt, auch in Amerika. Erst in den Jahren seit 1912 ist diese Überlegenheit in Verbindung mit dem Talbot- und ähnlichen Verfahren in Deutschland bei Einsatzmengen von 60—200 t zur Geltung gekommen. Das Höchstmaß stellen Öfen mit 300 t dar.

Nachdem einmal die großen Fassungsvermögen eingeführt waren, wurden sie auch bei Öfen mit festem Roheiseneinsatz angewendet. Heute sind Einsatzgewichte bis 100 t bei feststehenden Öfen in Deutschland ziemlich häufig. Man könnte auch darüber hinausgehen[1]). In den Vereinigten Staaten scheinen feststehende Öfen mit 50—75 t die Norm zu bilden[2]).

Einen Überblick gibt eine Zählung für Deutschland mit Luxemburg[3]).

Es waren 1911 93 saure und 391 basische Öfen vorhanden

bis 5 t,	5—10 t,	10—20 t,	20—30 t,	30—40 t,	
10	52	134	120	84	Öfen
40—50 t,	50—60 t,	70—80 t,	80 t und mehr		
43	22	8	11	Öfen.	

Die Form des Herdes.

Wie bei jedem Flammofen ist das in der Flammenrichtung langgestreckte Rechteck die naturgemäße Form. Dies gilt auch heute noch.

Versuche, eine kreisrunde oder ovale Form einzuführen, haben keinen dauernden Erfolg gehabt, obwohl auch solche Öfen gute Ergebnisse lieferten. Dies letztere beweist, daß heiße Feuergase jeden Raum, der von weißglühenden Wänden umgeben ist, gleichgültig welche Form er hat, ganz ausfüllen.

---

1) Man ist tatsächlich bis 200 t gegangen.

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1883, auch ebenda 1909, S. 1227. Die Werke der Indiana Steel Co. mit 84 Öfen von 60—70 t Fassungsvermögen.

3) Stahl und Eisen, 1912, S. 734.



Solche Ofenformen wie eben erwähnt, wurden unter dem Namen Bathoöfen (Abb. 216) bekannt, die großes Interesse erweckten und in England und in Amerika größere Verbreitung fanden[1]). Sie hatten den Vorteil, daß man diese turmartigen Öfen durch einen Blechpanzer bequem verankern konnte. Man konnte auch die Kuppel wie bei einem Treibofen abhebbar machen und die Öfen bequem mit Hilfe eines Krans beschicken[2]).

Diese Bathoöfen sind bald aus dem Gesichtskreise verschwunden. Der Verfasser kennt nur ein Werk, das sie eingeführt hatte (Eschweiler).

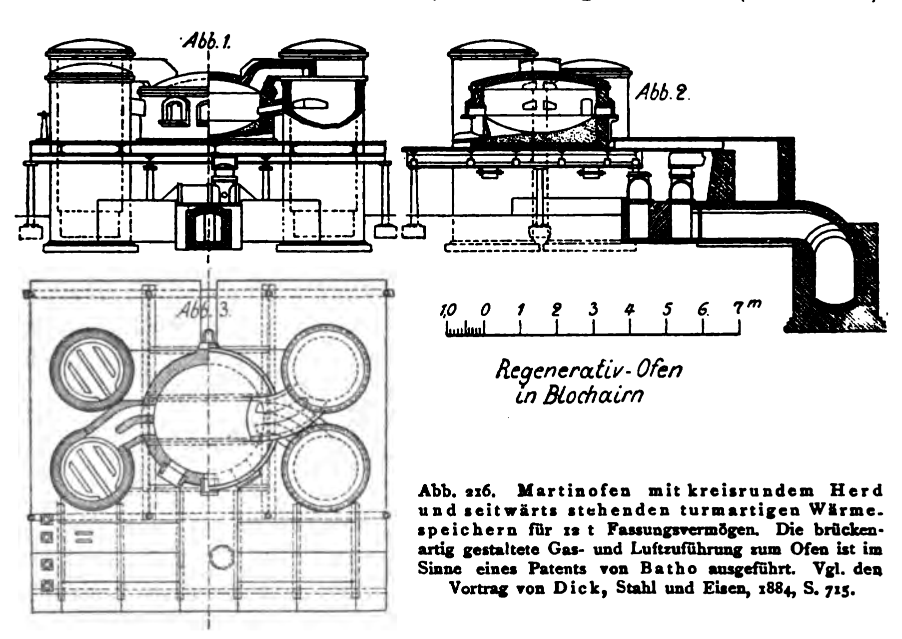


Abb. 216. Martinofen mit kreisrundem Herd und seitwärts stehenden turmartigen Wärmespeichern für 12 t Fassungsvermögen. Die brückenartig gestaltete Gas- und Luftzuführung zum Ofen ist im Sinne eines Patents von Batho ausgeführt. Vgl. den Vortrag von Dick, Stahl und Eisen, 1884, S. 715.

Sie nahmen sehr viel Grundfläche in Anspruch und haben nach Schmidthammer auch infolge großer Wärmeverluste zuviel Kohlen verbraucht.

Sie sind aber die ersten Öfen gewesen, die den Herd unabhängig vom Unterbau, freitragend aufbauten und die Züge von außen her

[1]) Über Bathoöfen vgl. Stahl und Eisen, 1884, S. 657 (Riley berichtet über 12 Bathoöfen mit je 15 t in den Skotlandwerken). Ebenda, 1884, S. 785, auch 1887 S. 382 (Constant Steffen) und 1887, S. 848 (Daelen). Auch ein Ofen von Lash (Amerika) hatte kreisrunden Herd, vgl. Stahl und Eisen, 1887, S. 849, auch ein Ofen von Koppmeyer hatte kreisrunden Herd und abnehmbares Kuppelgewölbe (Stahl und Eisen, 1888, Bl. XVII und XVIII).

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1888, Bl. XVII und XVIII. Ob diese Anordnung jemals zur erfolgreichen Ausführung gekommen ist, bezweifelt der Verfasser in Hinblick auf die hohe Temperatur.

freistehend heranführten. Sie besaßen 4 selbständige, gepanzerte kreisrunde, freistehende Wärmespeicher, die mit Brücken an den Ofen angeschlossen waren. Diese enthielten die Züge.

Die Abmessungen des Herdes.

Man könnte versucht sein zu glauben, daß in Übereinstimmung mit der, beispielsweise bei einem mit Kohle gefeuerten Flammofen, beobachteten Flammenlänge eine normale Herdlänge besteht, die bei allen Martinöfen — großen und kleinen — dieselbe sein müßte. Die Erfahrung und auch die Tatsache, daß man Herdlängen von 2—18 m findet, lehrt das Gegenteil. Erstere bei den kleinsten, letztere bei den größten Fassungsvermögen.

Diese Vorstellung ist also irrig. Es kommt nicht auf die Länge des Ofens, sondern nur auf die Raumgröße an, die unter dem Gewölbe besteht, um zu gewährleisten, daß Gas und Luft sich genügend mischen und Zeit zur Verbrennung und Wärmeabgabe besteht. Anderseits muß natürlich die Möglichkeit bestehen, das Einsatzgut auf dem Herd unterzubringen und so zu verteilen, daß die Badtiefe nicht zu groß wird, weil dann die Frischwirkung beeinträchtigt wird. Folgerichtig müßte man also von der Badtiefe ausgehen, um den flüssigen Eisenkörper zu konstruieren und so die Herdfläche zu finden. Da sich aber hierbei einige Werte der Berechnung entziehen, und man doch auf empirische Erfahrung angewiesen ist, so tut man besser von vornherein Erfahrungswerte zu benutzen und von der Herdfläche auszugehen, wie es im folgenden geschehen ist.

Die Herdfläche.

Der Verfasser hat die Ergebnisse von etwa 35 Fragebogen mit anderen Angaben zusammengestellt und die Tafel S. 347 entworfen. Auf diese wird hiermit verwiesen.

Es ergibt sich ein Durchschnittswert von 0,913 qm für 1 t Einsatz, wenn man die Fläche in der Ebene der Einsatztürschwelle als Herdfläche betrachtet.

Es fragt sich: Soll man diesen Wert durchweg anwenden oder abstufen? Das letztere geschieht meist, indem man bei 5 t-Öfen auf 1,5—1,7 qm hinauf, bei 60 t-Öfen bis auf 0,65 qm hinabgeht. Man erhält sonst im letzteren Falle zu große Herdflächen, oder da die Breite begrenzt ist, zu große Ofenlängen und als Folge davon zu große Anlagewerte und zu großen Grundflächenbedarf.

Wenn eine solche Einschränkung richtig ist, so darf sie doch nicht übertrieben werden. Daß dies vielfach geschehen ist, dafür sprechen die vielfach bestehenden übermäßig hohen Essentemperaturen. Gerade bei sehr großen Öfen hat der Verfasser mehrfach die Klage gefunden, daß Kammern und Essenkanäle zu heiß werden, und eine schlechte Wärmeausnutzung stattfände.

Dem könnte man durch ein größeres Höhenmaß unter dem Gewölbe abhelfen, aber doch nur z. T. Es bliebe doch immer noch der Mangel bestehen, daß das Bad zu tief ist und die Wärmeabgabe und die Frischwirkung infolge zu kleiner Badoberfläche eingeschränkt wird.

Der Verfasser hat deshalb in der Zahlentafel S. 347 nur bis 0,8 qm abgestuft und weiß, daß er sich dabei in Übereinstimmung mit vielen Fachleuten befindet[1]).

Man soll doch auch bedenken, daß ein Entwurf immer eine Vergrößerung im Auge haben muß. In dieser Richtung gedacht, ist es gut, den Grundflächenbedarf und die Säulenstellung auf der Grundlage: 1 qm Herdfläche für 1 t festzulegen. Dies ist auch bei neuen amerikanischen Öfen (Indiana Steel Co. und Lackawanna Co.) geschehen.

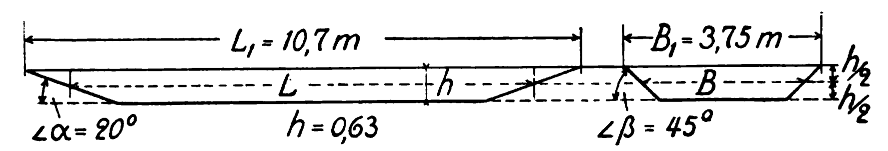


Abb. 217. Herdabmessungen (50 t).

$L = L_1 - 2 \cdot \frac{h}{2} \cdot \operatorname{ctg} \alpha = 10{,}7 - 0{,}63 \cdot 2{,}6 = 9{,}07$ m $\quad B = B_1 - 2 \cdot \frac{h}{2} \cdot \operatorname{ct} \beta = 3{,}75 - 0{,}63 \cdot 1{,}0 = 3{,}12$ m.

Inhalt des Herdes $= 9{,}07 \cdot 3{,}12 \cdot 0{,}63 = 17{,}8$ cbm.

Die Herdbreite und die Herdlänge.

Die erstere wächst mit dem Fassungsvermögen, darf aber ein bestimmtes Maß nicht überschreiten, weil sonst die Bedienung und namentlich die Reparaturarbeiten an Herd und Rückwand zu sehr erschwert werden.

Auf Grund der oben genannten Rundfrage ist die hier folgende Zahlentafel vom Verfasser entworfen. Die Herdlänge ergibt sich unmittelbar $= \frac{\text{Herdfläche}}{\text{Herdbreite}}$.

In Deutschland geht man auch bei 100 t nicht über 4,0 m Breite hinaus, in den Vereinigten Staaten findet man im allgemeinen größere Breiten und solche bis zu 5,0 m.

Diese größeren Breiten bedingen aber zahlreiche Arbeitsöffnungen auf beiden Seiten des Ofens, die in Deutschland nicht gebräuchlich sind.

---

[1]) Pavloff stuft bei Einsatzmengen von 12,5—60 t von 1,20 auf 0,75 qm ab. Ledebur nennt 5—8 qm für 1 t, was bei 15 t Einsatz etwa 1,1—1,76 qm, bei 50 t Einsatz etwa 0,62—1,0 qm bedeutet. Talbot nennt in seiner Zahlentafel 0,25—2,27 qm. Man weiß dabei aber nicht, ob es Martinöfen sind, die mit vollständiger oder teilweiser Entleerung arbeiten.

Zahlentafel.
Herdfläche, Herdbreite, Herdlänge.

Einsatzmenge	Herdfläche für 1 t	Herdfläche	Herdbreite[1])	Herdlänge
t	qm	qm	m	m
5 t	1,4	7,0	1,75	4,0
15 »	1,0	15,0	3,00	5,0
25 »	1,0	25,0	3,20	7,8
40 »	0,9	36,0	3,50	10,3
50 »	0,8	40,0	3,75	10,7
60 »	0,8	48,0	4,00	12,0
75 »	0,8	60,0	4,00	15,0

Die Herdtiefe ist die Tiefe von Oberkante der Einsatztürschwelle bis zum Boden in der Ofenmitte.

Man berechnet sie aus dem Fassungsvermögen und der Herdfläche, indem man im Sinne der folgenden Beispielrechnung an der Hand der Abb. 217 verfährt:

Fassungsvermögen = 50 t
Schlackenmenge (basischer Ofen) = 15 % = 7,5 t
Böschungswinkel des Herdes $\alpha = 20^\circ$; $\beta = 45^\circ$
Herdlänge = 10,7 m = L_1
Herdbreite = 3,75 » = B_2
Herdfläche = 40,1 qm
1 cbdcm Flußeisen wiegt im flüssigen Zustande 7 kg[2])
1 » Schlacke » » » » 3 »
50 000 kg Flußeisen nehmen einen Raum von 7,140 cbm ein
7 500 » Schlacke » » » » 2,500 » »
Zusammen 9,640 cbm
Hierzu in Hinblick auf das Aufschäumen und zur Reserve 80 % 7,710 »
Zusammen 17,350 cbm

Dieser Bedingung wird genügt, wenn h = Herdtiefe = 0,63 m.

Bei sauer zugestellten Öfen wird man mit einem Schlackengewicht von 10 % auskommen.

Das eben berechnete Beispiel stellt ein Schrottmartinieren dar. Bei größerem Roheisenanteil wächst mitunter die Schlackenmenge. Auch hat die Form der Herdböschungen großen Einfluß.

---

[1]) Bei Öfen unterhalb 6 t ergab sich im Durchschnitt eine Breite = 1,75 m
» » 6—25 » » » » » » » = 3,01 »
» » 25—50 » » » » » » » = 3,43 »
» » 50—75 » » » » » » » = 4,03 »

[2]) Beide Zahlen sind in Übereinstimmung mit dem Konverterverfahren eingesetzt.

Die Herdsohle erhält eine Neigung zum Stichloch hin von mindestens 10% im Sinne der Abbildungen.

Die ermittelte Herdtiefe stimmt ungefähr mit dem Durchschnittswert der vom Verfasser betrachteten Öfen überein (0,56 m). Eine Abstufung nach dem Fassungsvermögen trat nicht deutlich hervor, wenn man von kleineren Stahlformgußöfen absieht.

Eine zu groß gewählte Herdtiefe (nicht Badtiefe!) kann keinen Nachteil bringen. Sie schließt eine Reserve ein und bedingt einen großen Ofenraum, was vorteilhaft ist.

Der Ofenraum.

Darunter soll der Raum über dem Herde verstanden werden. Bei senkreckten oder annähernd senkrechten Wänden würde ausschließlich die Höhe, von Oberkante der Einsatztürschwellen bis unter das Gewölbe gemessen maßgebend sein. Bei größeren Öfen hat man meist geneigte Kopfflächen, auch mitunter geneigte Seitenflächen; aber dies beeinflußt nicht wesentlich die Größe des Herdraums. Seine Größe ist wohl die wichtigste Zahl beim Ofenbau. Wird sie zu klein bemessen, so findet das Gas nicht die genügende Zeit, um sich mit Luft zu vermischen, zu verbrennen und seine Wärme und Frischwirkung auf das Bad zu übertragen. Die Folge ist, daß die Verbrennung z. T. erst in den Kammern erfolgt, und die Essengase sehr heiß abziehen, also ein schlechter thermischer Wirkungsgrad erzielt wird. Dazu kommt vielleicht auch eine unnütze Verlängerung der Schmelzzeit. Wird anderseits der Wert zu hoch bemessen, so wächst die Abkühlungsfläche, und der Ofenraum wird zu stark abgekühlt. Es kann unter Umständen zu einem Einfrieren kommen, oder wenigstens die Badtemperatur soweit sinken, daß das Fertigmachen und Gießen nicht mehr regelrecht erfolgen kann.

Diese Gefahr ist bei kleinen Öfen viel größer, weil die Verluste durch Wärmeabgabe an die Umgebung eine viel größere Anteilziffer beanspruchen (vgl. Wärmehaushalt). Dies veranlaßt den Verfasser eine Abstufung eintreten zu lassen, also den Ofenraum bei kleinen Öfen kleiner als bei großen Öfen für die Einheit zu bemessen.

Der Verfasser muß noch dem Einwand begegnen, daß man die Wärmeverluste durch ausreichenden Kammerinhalt abwenden könne. Diese Ansicht, die zweifellos oft zu übermäßig großen Kammerinhalten geführt hat, ist irrig, wie wir bei der Betrachtung der letzteren erfahren werden. Hier nur die folgenden Ausführungen:

Es ist nicht an der Tatsache vorbeizukommen, daß es bei der geforderten hohen Herdtemperatur tatsächlich unmöglich ist zu verhindern, daß die Essengase mit hoher Temperatur entweichen.

Man kann diesen Mangel aber dadurch mildern, daß man die Wärmeabgabe im Herdraum selbst richtig einstellt. Dies wird häufig

nicht beachtet. Man ist darauf verfallen, Dampfkessel in die Essenkanäle einzubauen. Aber dieser Ausweg muß nur als Notbehelf angesehen werden; umsomehr als Dampfkesselanlagen in Stahlwerken immer mehr verschwinden und auch die Essengaswärmemengen zahlreicher Wärmöfen noch ungenutzt abziehen.

Einen anderen Ausweg würde die Rekuperativfeuerung bedeuten. Man müßte sie, um genügende Temperatur zu erzielen, für Luft und Gas anwenden. Theoretisch leuchtet dies Verfahren ein, würde aber auf große Schwierigkeiten stoßen[1]).

Macht man in diesem Falle die Kanalwände der Wärmespeicher dünn, so hat man Undichtigkeiten zu befürchten; macht man sie dick, hat man schlechte Wärmeübertragung. Man würde sehr großen Grundflächenbedarf und große Widerstände erhalten.

Ein weiterer Ausweg würde der sein, einen Teil der Feuergase vor dem Eintritt in die Kammern abzuzweigen und irgendwie nutzbar zu machen. Dieser Weg hat eine Zukunft. Aber welche Nutzanwendung ließe sich denken, die sich mit der Bestimmung des Martinofens verträgt? Darauf fehlt heute noch eine Antwort.

Wie gesagt, bleibt nur der Ausweg, den Herdofen richtig zu bemessen. Tatsächlich gibt es Martinofenbetriebe, die mit geringerer Essentemperatur arbeiten. In diesen Fällen ist der Herdraum so groß gemacht, wie es eben angeht, um nicht zu viel Wärmeausgabe an die Umgebung zu haben. Mit anderen Worten: Man hat den Wärmeüberschuß so viel wie irgend möglich im Herdraum selbst aufgezehrt[2]).

Bei der Berechnung des Ofenraums dürfen wir nicht von dem Einsatzgewicht ausgehen, sondern wir müssen die sekundliche Essengasmenge zugrunde legen; denn auf diese kommt es an.

Diese Größe benutzen wir auch in Gemeinschaft mit der sekundlichen Gasmenge und Luftmenge, um andere Maßziffern zu ermitteln. Im Rechnungsbeispiel S. 325 und 329 sind diese Werte für 100 kg Steinkohle ermittelt, und hierunter S. 350 sind die Martinöfen nach ihrem Fassungsvermögen und ihren Kohlenverbrauchzahlen abgestuft, um die sekundlich verbrennende Kohlenmenge zu ermitteln.

Das sekundlich entwickelte Gasvolumen soll bei 0° und atmosph. Druck betrachtet werden. Es hat keinen Zweck es auf die jeweilige Temperatur in Herd, Kammern, Zügen usw. umzurechnen, schon weil diese zum Teil sehr unsicher ist (vgl. weiter unten), und weil es sich nur um Vergleichswerte handelt. Wir können ja nichts anderes tun,

[1]) Solche Feuerungen sind versuchsweise eingeführt, aber wieder verlassen u. a. in Wittkowitz. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1908, S. 744. Rekuperator von Gobbe Chantraine.

[2]) So nennt Odenstjerna eine Abgastemperatur von nur 200° bei einem schwedischen 10 t Ofen. (Stahl und Eisen, 1894, S. 703).

Ebenso werden Stahl und Eisen, 1913, S 1860, Essentemperaturen von 450° bei Talbotöfen genannt. Nur kurz vor dem Abstich entstehen Spitzen bis 700°.

als Erfahrungswerte von gut gehenden Öfen auf andere übertragen, da die wissenschaftlichen Grundlagen nicht ausreichen, um rein mathematisch vorzugehen.

Hier und im Folgenden sind für

100 kg Steinkohle 4,1 cbm trockenes Steinkohlengas
5,2 » trockene Luft
8,5 » Essengas,

alles bei 0° und atmosph. Druck gemessen, zugrunde gelegt.

Wir berechnen zunächst den erforderlichen Herdraum im Sinne des folgenden Beispiels:

Verbrennen bei einem 50 t Ofen 0,56 kg Steinkohle sekundlich, so haben wir $8{,}5 \cdot 0{,}56 = 4{,}76$ cbm Essengase. Diese sollen sich 13 Sekunden im Herdraum aufhalten. Dann muß dieser $4{,}76 \cdot 13 = 61{,}9$ cbm groß sein.

Dieser Wert (13 Sekunden) darf nicht durchweg angewandt werden. Der Verfasser hat an der Hand seiner Rundfrage und der Tafel und in Anlehnung an die Kohlenverbrauchsziffer die folgende Stufenfolge entworfen.

Einsatzmenge t	Schmelzdauer Stunden	Kohlenverbrauch %	Zahl d. Sek. im Herdraum cbm
3—4	4	75—50	7
5	4	40	7
10	4,5	35	9
20	5,0	28	11
30	5,5	26	12
40	6,0	24	13
50	7,0	23	14
60	8,0	22	15
80	10,0	20	16,5
100	11,0	18	18

Der Verfasser weiß, daß bei Anwendung dieser Stufenleiter sich größere Herdraumziffern ergeben, wie es dem Durchschnitt entspricht. Er ist der Ansicht, daß wir im allgemeinen zu kleine Herdräume haben, und daß eine mäßige Vergrößerung bei größeren Öfen nicht nachteilig, sondern nur vorteilhaft sein kann. Nur bei sehr kleinen Öfen von 5 t und weniger ist Vorsicht in dieser Richtung geboten.

Friedrich Toldt, dem wir die erste wissenschaftliche Abhandlung über den Bau von Martinöfen verdanken, verlangt 2 Sekunden. Er betrachtet aber das Gasvolumen bei 1 600°.

Rechnet man dies auf 0° um, so ergeben sich

$$2 \cdot \frac{1\,600}{273} = 11{,}7 \text{ Sekunden,}$$

was mit unserer Zahl bei mittlerem Fassungsvermögen (20—30 t)

übereinstimmt. Eine Abstufung wendet Toldt nicht an[1]. Die Geschwindigkeit der Gase im Herdraum ist für uns unwesentlich. Durch die Abmessungen des Herdes und des Herdraums ist sie festgelegt.

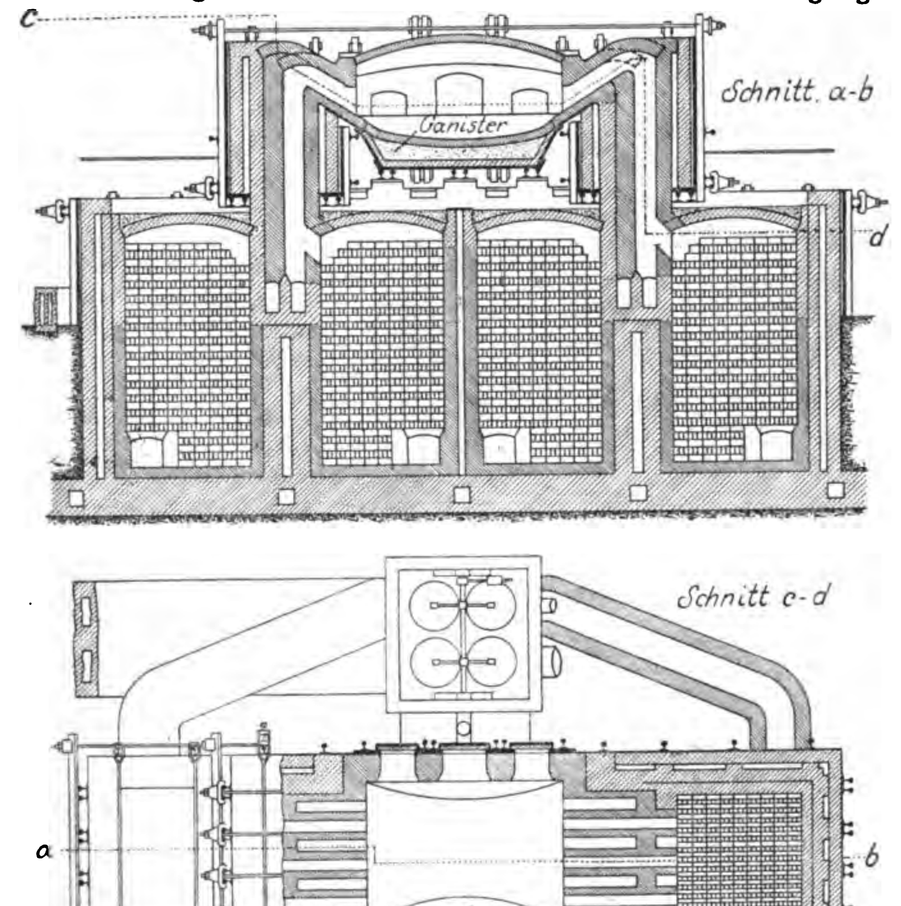


Abb. 218. Schwedischer Martinofen für 10 t Einsatz (um etwa 1883 gebaut) Sauer zugestellt, Erzeugnisse: weiches Flußeisen, Werkzeugstahl mit 0,45 % C und auch Stahlformguß. Sehr große Kammern (alle 4 Kammern zusammen 10 cbm für 1 t Fassungsvermögen = 100 cbm). Die Züge münden im Sinne der Gallerieanordnung ein. Das Gewölbe ist hoch angesetzt. Es sind Schlackenfänge vorgesehen. Angeblich nur 20—25 % Kohlenaufwand. Nach Odelstjerna, Stahl und Eisen, 1894, S. 697.

Hat man den Herd und den Herdraum richtig bemessen, so ist auch die Geschwindigkeit die richtige.

[1]) Pavloff nennt keine Zahlenwerte, er verlangt bei Naphtaöfen eine größere Gewölbehöhe wie bei gasgeheizten Öfen.

Die Forderung eines großen Ofenraumes stellte bereits Friedrich Siemens, unter Einführung der Forderung einer freien Flammenentfaltung. Er berief sich dabei auf seine Erfahrungen mit hochgewölbten Glaswannenöfen.

Damals stellte es sich heraus, daß schon vor ihm dieser Grundsatz mit bestem Erfolg bei Martinöfen angewendet war[1]).

Auch Eichhorn[2]) und Springorum[3]) forderten hohe Gewölbe.

Die Linienführung des Gewölbes.

Für die Wärmewirtschaft ist es gleichgültig, ob die untere Begrenzungslinie (im Längsschnitt) geradlinig oder gewölbt geführt wird. (Einfacher ist das erstere.)

Es sind lediglich bautechnische Erwägungen maßgebend. Die Zeichnungen lassen erkennen, daß beide Anordnungen gebräuchlich sind. In den ersten Jahrzehnten des Martinofens, bis in die Neunziger Jahre hinein wurde das Gewölbe in einer sogenannten Schwanenhalslinie geführt. Sie bildete den Stolz des Mauerpoliers [4]). (Abb. 219.)

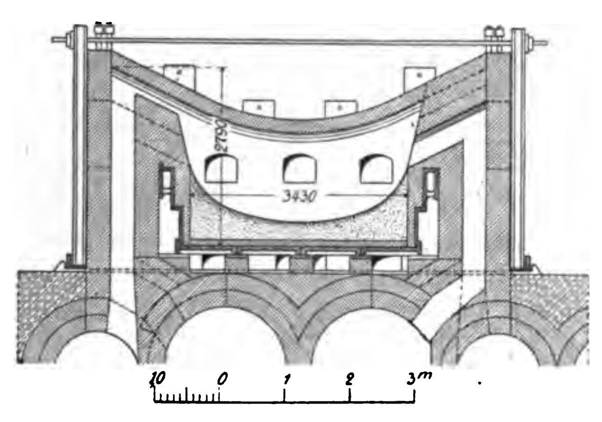


Abb. 219. Sauer zugestellter Martinofen für 5 t Fassungsvermögen in Hallside bei Glasgow. Das Gewölbe ist in einer sogenannten Schwanenhalslinie auf den Herd niedergezogen (vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 12).

Diese Anordnung, die davon ausging, daß die Gase auf das Bad niedergedrückt werden sollten, um ihre Wärme besser abzugeben, hat man fallen lassen, weil sie auf irrtümlicher Grundlage ruhte.

Die Seitenwände.

Man unterscheidet Rückwand mit dem Stichloch und Vorderwand mit den Türen. Die Mauerstärken siehe in der Abbildung S. 353. Der Rückwand gibt man immer eine Neigung, damit ein Anwurf bei Flickarbeiten besser haftet.

---

1) Vgl. den Meinungsstreit zwischen Lürmann und Friedrich Siemens. Stahl und Eisen, 1885, S. 208, 238, 280 und 1886, S. 441 und 508.

2) Stahl und Eisen, 1888, S. 604.

3) Stahl und Eisen, 1897, S. 396.

4) Eine solche Linie zeigt z. B. eine Abb. in Stahl und Eisen, 1892, T. I (5 t Ofen in Glasgow und 5½ t Ofen in Terrenoire). (Vgl. auch Abb. 219.)

Dies kann man erreichen, indem man die Wand innen abböscht und auch dadurch, daß man sie schief ansetzt. Letzteres ist allerdings selten (Abb. 234). Eine Neigung der Türwand ist bei großen Öfen vorteilhaft, weil dann die Türen ohne Aufhängung angelehnt stehen können. Über die Auswahl des feuerfesten Baustoffs siehe S. 383.

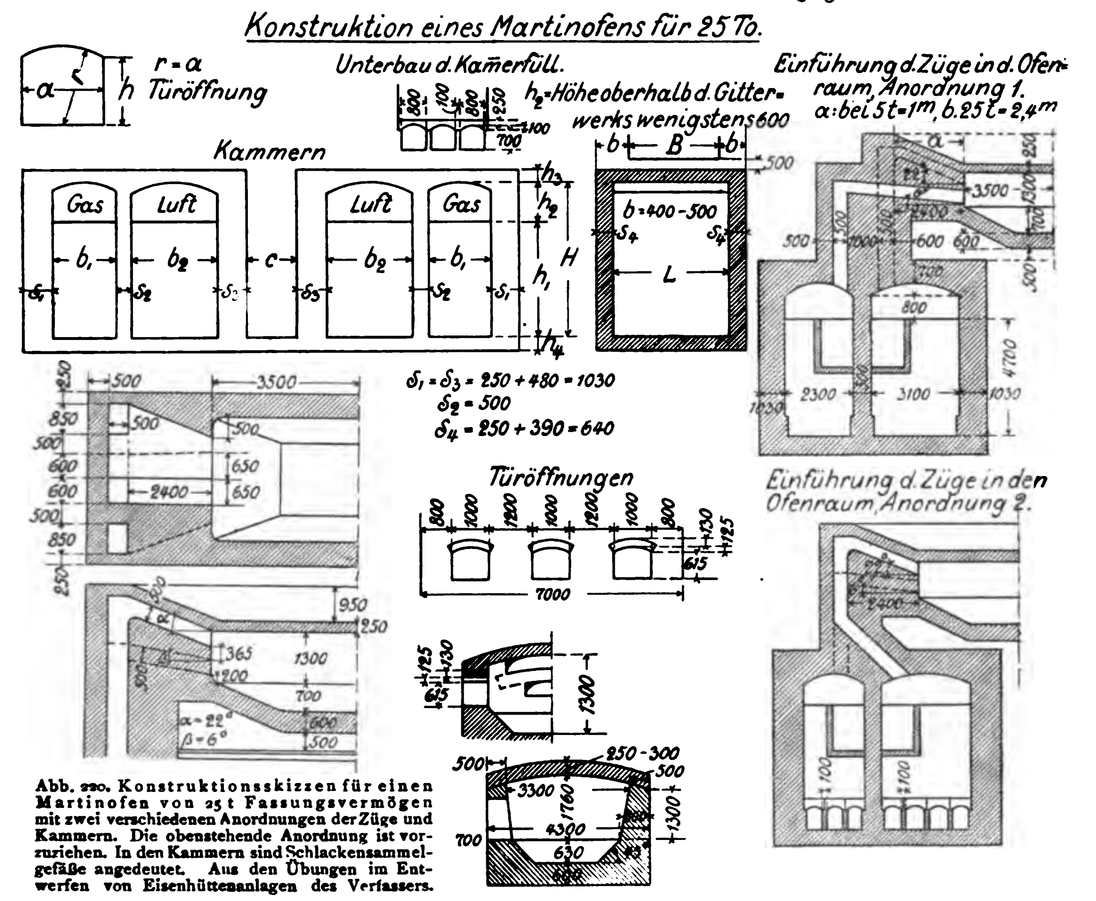


Abb. 220. Konstruktionsskizzen für einen Martinofen von 25 t Fassungsvermögen mit zwei verschiedenen Anordnungen der Züge und Kammern. Die obenstehende Anordnung ist vorzuziehen. In den Kammern sind Schlackensammelgefäße angedeutet. Aus den Übungen im Entwerfen von Eisenhüttenanlagen des Verfassers.

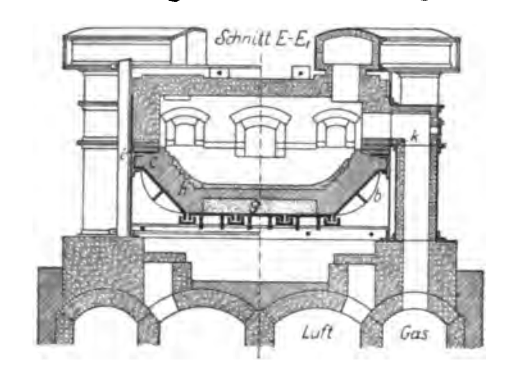
Die Türöffnungen darf man nicht zu klein machen, schon weil man sonst den Ofengang nicht beobachten kann. Man muß sie so groß machen, daß 1 m lange Schrottstücke hindurchgehen. Zu große Türen bedingen Wärme- und Gasverluste und schwächen die Türpfeiler.

Die Mauerstärken findet der Leser in Abb. 220 eingetragen. Sie kann für alle Fassungsvermögen sinngemäß beibehalten werden.

Bei größeren Öfen wie in Abb. 220 ordnet man neben den 3 Haupttüren noch 2 kleinere an den Herdenden links und rechts an (vgl. z. B. Abb. 234, 248 und 249).

Die Köpfe und Züge.

Die Köpfe haben den Zweck, den Herd an den kurzen Seiten zu begrenzen und die Züge aufzunehmen. Den letzteren müssen ihre Umrißlinien angepaßt werden, unter der Maßgabe, daß die Einströmungen für Gas und Luft eine genügende Länge besitzen, damit die Richtung des Stroms gewahrt bleibt. Abgesehen davon muß auf genügende Kühlung durch die Außenluft und Zugänglichkeit bei Reparaturen gesehen werden. Das Kopfmauerwerk muß unbedingt fugensicher aufgeführt werden; denn schon eine kleine Undichtigkeit, die zur vorzeitigen Vermischung von heißem Gas und heißer Luft führt, hat die schnelle Zerstörung des ganzen Kopfes zur Folge.



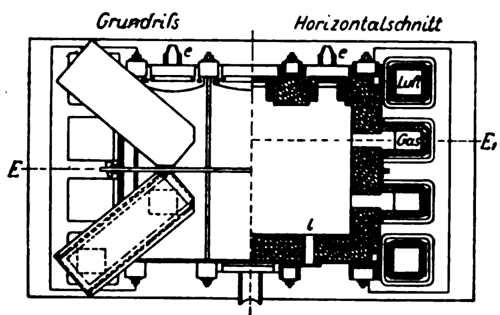


Abb. 221. Martinofen der Farnley Iron Co. bei Leeds, nach Thomas Gillott (Stahl und Eisen, 1885, S. 91 und Tafel VI). Der Ofen zeigt freistehende Gas- und Luftzüge und die Lufteinführung senkrecht von oben.

Um den Kopf zu entwerfen, muß man zunächst die Züge aufzeichnen. Man muß durch die Wahl richtiger Mauerstärken (nicht zu groß!), durch Kühlnischen und Aussparungen, auch gegebenenfalls durch Anordnung von Wasserkühlung die Haltbarkeit gewährleisten.

Die Aufgabe wird erleichtert, wenn man die Gaszüge in einen erkerartigen Vorbau legt, der von der Außenluft umspült wird. Man kann auch noch weitergehen und sie freistehend emporführen und mit Brücken an den Kopf anschließen. Dies kann man auch noch auf die Luftzüge ausdehnen (vgl. Abb. 221).

Derartige Bestrebungen, die sich z. T. an die Konstruktion von Batho (vgl. S. 344) anlehnten sind sehr alt[1]). Sie haben neuerdings

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1887, S. 849, Ofen von Lash. Ebenda 1888, Bd. XVII und XVIII, Ofen von Koppmeyer. Ebenda 1890, S. 771, Ofen von Kress in Schwerte. Ebenda 1889, S. 481, Ofen von Hilton. Ebenda 1891, S. 95, Ofen in Homestead. Ebenda 1885, S. 91, Ofen von Gillot mit 4 freistehenden quadratischen Zügen (Abb. 221). Die Luftzüge wurden ebenso wie beim Bernhardtofen hakenförmig von oben eingeführt. Ebenda 1891, S. 386 und 1892, S. 989, Ofen von Schönwälder, dessen Konstruktion noch an einer anderen Stelle erwähnt werden muß, mit 4 freistehenden quadratischen Zügen.

ihre Fortsetzung erfahren. Es seien hier die folgenden Ausführungsformen genannt:

Bernhardt[1]) läßt die Luft senkrecht von oben auf das Gas treffen. 2 Luftzüge und 1 Gaszug, alle freistehend und unabhängig emporgeführt. (Abb. 222).

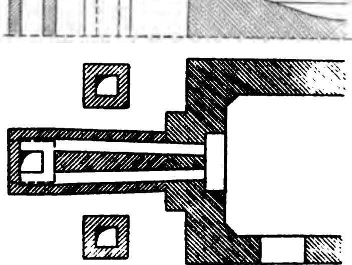


Abb. 222. Martinofen von Bernhardt in Königshütte (Stahl und Eisen, 1913, S. 311).

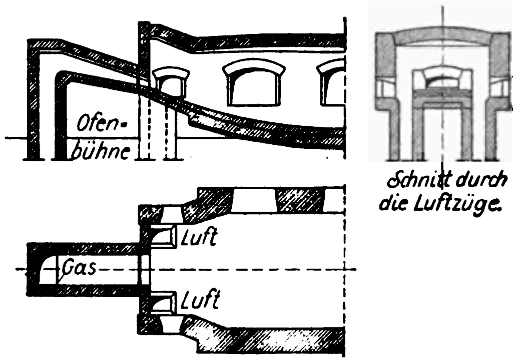


Abb. 223. Maerzofen (Stahl und Eisen, 1913, S. 465).

Maerz[2]) wendet dieselbe Idee an, nur mit dem Unterschiede, daß die Luft von unten her in den Gaszug einfließt. Er verlegt die beiden Luftzüge in das Kopfmauerwerk, hat also nur einen freistehenden Gaszug (Abb. 223).

Friedrich[3]) führt 1 Gaszug (in der Mitte) und 2 Luftzüge freistehend senkrecht empor, um sie dann in einem gemeinsamen geneigten Brückenkörper zu vereinigen; und zwar derart, daß er das am meisten gefährdete Stück mit dem Kran heraus heben und auswechseln kann (Abb. 224).

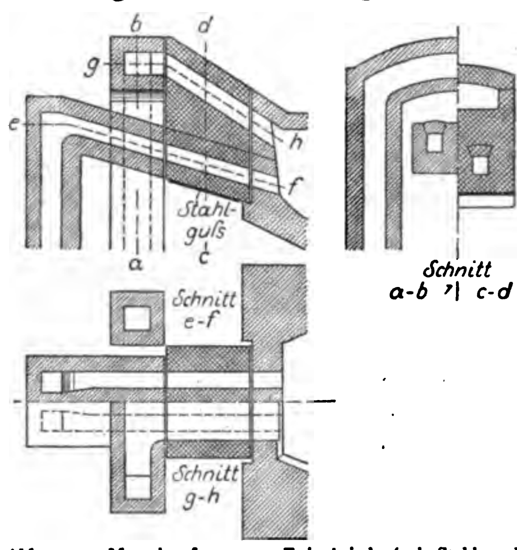


Abb. 224. Martinofen von Friedrich (vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 67).

Leinweber hat sich die Anordnung eines

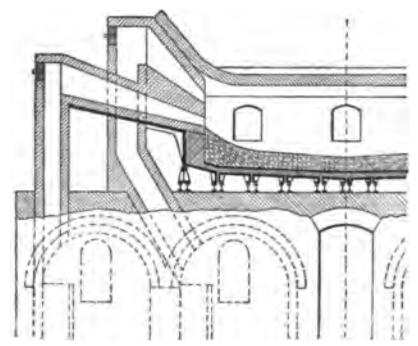
[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1117, ebenda 1913, S. 311 und 409.

[2]) Eisen und Stahl, 1913, S. 467.

[3]) Stahl und Eisen, 1910, S. 67 und 978, ebenda 1911, S. 542, ebenda 1912, S. 1275, ebenda 1913, S. 431.

besonderen Gewölbeanschlusses an den Kopf schützen lassen (vgl. Abb. 225).

Alle die genannten Anordnungen sind zu neu, um ein Urteil fällen zu können. Die ersten beiden Erfinder machen geltend, daß bei ihrer Anordnung die Köpfe auf ein geringes Maß beschränkt werden, und ihre Öfen billiger seien. Wie weit dies richtig ist, mag dahingestellt sein. Es wird vielfach behauptet, daß in diesem Falle der Ofenraum verlängert werden müsse, um einen Mischraum für Gas und Luft zu gewährleisten und daß dieser Umstand die Ersparnis wieder aufhöbe.


Abb. 225. Martinofen von Leinweber, mit auf die Köpfe übergreifendem Gewölbe.

Über den Märzofen hat Puppe in der Sitzung der Stahlwerkskommission 1919 eingehend berichtet.

Der Friedrichsche Kopf ist bei den neuen Talbotöfen in Wittkowitz angewandt.

Die Regel bilden nicht Köpfe mit freistehend aufgeführten Zügen, sondern einfache Formen, wie sie durch die Abb. 220 dargestellt sind. Man hat im Laufe der Zeit die Erfahrung gemacht, daß es nicht von Vorteil ist, den Zugwänden große Wandstärke zu geben und die Köpfe möglichst massiv zu gestalten. Man sorgt durch Vorspringenlassen und Aussparungen für Kühlung und Zugänglichkeit. Dabei muß auf leichtes Verankern Rücksicht genommen werden (Abb. 226).

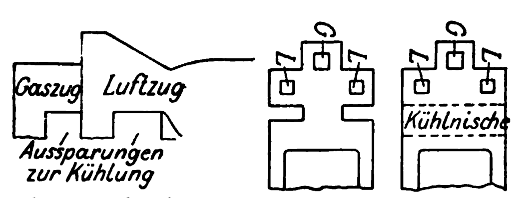


Abb. 226a und 226b. Schematische Darstellung von Kühlnischen und Aussparungen in den Köpfen. Auch die erkerartige Anordnung des Gaszuges in Abb. 220 soll diesen der kühlenden Wirkung der Luft zugänglich machen.

Wasserkühlungen in der Zunge zwischen Luft- und Gaseinströmung und auch an der Außenwand der Köpfe sind schon seit etwa 20 Jahren bekannt und in Amerika[1]) eingeführt, haben aber in Deutschland noch nicht festen Fuß fassen können.

Der Verfasser traf sie auf einigen wenigen Werken an. Es waren aber immer Versuche. Die Abb. 227 kennzeichnen solche Kühlungen, unter denen die Blairsche am meisten genannt wird[2]). Dagegen sind

[1]) So haben alle 84 Martinöfen der Indiana Steel Co. wassergekühlte Köpfe, Stahl und Eisen 1909, S. 1227. Auch die neuen Öfen der Lackawanna Steel Co. ebenda 1908, S. 171. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1914, S. 288, Minnesotawerk.

[2]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1155. Material = Eisenblech. Nieten und Stöße dürfen nicht auf der Flammenseite liegen.

luftgekühlte Feuerbrücken allgemein angewendet, und stellenweise ist auch ein Wasserrohr in dem Hohlraum verlegt.

Auf einem niederrheinischen Werk traf der Verfasser die in Abb. 228 dargestellte Kühlung der Türpfeiler an.

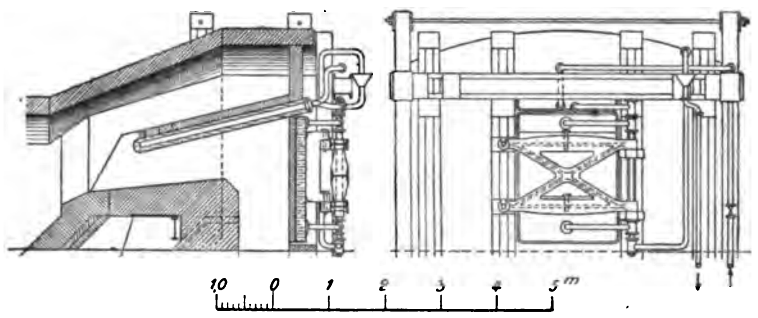


Abb. 227. Blairsche Wasserkühlung (vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 1155).

Kippöfen besitzen eine starke Wasserkühlung an den Anschlußstellen der Köpfe. Von wassergekühlten Türen und Türrahmen wird weiter unten die Rede sein.

Eine Kühlung durch Druckluft, die oberhalb der Lufteinströmung am abziehenden Kopf einströmt, versucht man einzuführen. (Gießereizeitung 1916, S. 59.) Ein Urteil ist bislang unmöglich. Eine andere einfache Konstruktion zeigt Abb. 229.

Das Herausführen der Züge aus den Kammern muß die Schlacke berücksichtigen, die an den Zugwänden nieder fließt und in das Gitterwerk der Kammern gelangt. Sie muß in Schlackenräumen oder Schlackentöpfen aufgefangen werden; sonst ist das Gitter zu schnell verstopft und verloren.

Wasser

Stahlguß.

Abb. 228. Durch Wasser gekühlte Türpfeiler eines Martinofens (Niederrheinisches Werk).

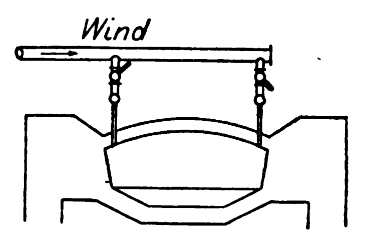


Abb. 229 zeigt eine einfache Kühlung der Köpfe durch Gebläseluft. Ursprünglich sollte diese nur an dem einziehendem Kopf in Tätigkeit treten, aber man überzeugte sich davon, daß es richtig sei, den Gebläsewind unbekümmert auf das Umschalten, auf beiden Kopfseiten eintreten zu lassen. An die beiden Querrohre oberhalb des Gewölbes sind zahlreiche dünne Rohre angesetzt, um die Gebläseluft zu verteilen.

Am besten ist es, die Züge aus den Kammern nicht schräg, sondern senkrecht emporzuführen, und Schlackenräume unter wagerechtem Anschluß anzubringen. Dies bedingt allerdings einen größeren Grundflächenbedarf und höhere Baukosten wie bei schräg herausgeführten Zügen. Der Verfasser kennt aber Urteile, denen zufolge Schlackenräume bei letzteren gar keinen Zweck haben.

Das Gewölbe wird nicht zwischen die Seitenmauern eingespannt, sondern auf sie gelegt. Die verankerten Platten geben das Widerlager ab (Abb. 220). Beim Anheizen des Ofens steift man das Gewölbe gegen die Anker ab, um zu verhindern, daß es »aufsteigt« und Halt verliert. (Vgl. Abb. 260.)

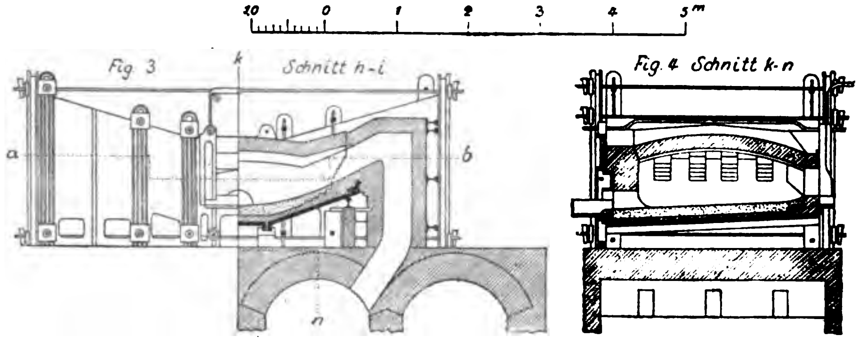


Abb. 230. Martinofen für ein Fassungsvermögen von 7 t in Alexandrowsky bei St. Petersburg. Sauer zugestellt. Auf den Bodenplatten liegt eine Mauerschicht von 65 mm Stärke aus Dinassteinen. Darauf folgt ein Herd, der aus einer feuchten Masse aufgestampft wird. Diese besteht aus 42,5% reinem Seesand, 42,5% kalziniertem Quarz in Bohnengröße und 15% feuerfestem russischem Ton. Der Ofen hielt 332 Schmelzen aus, abgesehen von einer kleinen Reparatur nach 150 Schmelzen. Die Gas- und Lufteinströmungen zeigen »Gallerieanordnung«. (Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 478.)

Gas und Lufteinströmungen.

Anfangs führte man Gas und Luft wagerecht und parallel zu einander ein, wie man es heute noch bei Tiegelöfen und Durchweichungsgruben findet (vgl. Abb. 230). Heute gibt man aber überall, wo man eine starke Frischwirkung haben will, nach unten geneigte Züge und erzeugt dadurch Wirbelbewegungen, die noch verstärkt werden, wenn bei Gas und Luft verschiedene Neigung und Einströmungsgeschwindigkeit angewendet wird.

Öfen, die horizontale und parallele Einströmungen haben (sog. Gallerieanordnung, 5—7 Öffnungen nebeneinander. Die geraden = Gaszüge, die ungeraden = Luftzüge) haben eine um $^1/_3$ längere Schmelzdauer und einen in gleicher Weise vermehrten Kohlenverbrauch; allerdings andere Vorteile, die auf dem Gebiete der Desoxydation liegen (Kruppsche Öfen) [1]). Solche Öfen bilden aber eine Ausnahme.

Warum sie viel langsamer schmelzen und frischen, führt der Verfasser darauf zurück, daß ein Teil der Herdlänge verloren geht, weil sich Gas und Luft zu langsam vermischen, und daß das Gasgemisch bei der Berührung mit dem Eisenbade schließlich zu sauerstoffarm wird. Es fehlt eben bei den parallelen Zügen an einer Wirbelbewegung.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1887, S. 192, (Kruppsche Anordnung) und Schmidhammer, ebenda, 1894, S. 751 über verschiedene Anordnungen von Gas und Lufteinströmungen und Erfahrungsergebnisse mit ihnen, auch über Haltbarkeit.

Es fragt sich: Welche Geschwindigkeiten und Einströmungswinkel sind die richtigen?

Diese Frage beantwortet der Verfasser dahin, daß sich hocherhitztes Gas und hocherhitzte Luft sehr schnell mit einander mischen, wenn man sie nur im verschiedenen Winkel und mit verschiedener Geschwindigkeit zu einander einführt. Wie groß die Unterschiede dabei sind; darauf kommt hinsichtlich des Verbrennungsvorgangs nicht sehr viel an, wohl aber hinsichtlich der Ofenhaltbarkeit.

Hier entscheidet aber nur die Erfahrung; denn es ist bisher unmöglich gewesen, Gesetze auf wissenschaftlicher Grundlage abzuleiten. Es kommt ja auf zu viele Einzelheiten dabei an. Um nur ein Beispiel zu nennen, spielt der Anschluß des Gewölbes an die Köpfe eine große Rolle; denn hier gerade wird das Gewölbe meist zuerst zerstört.

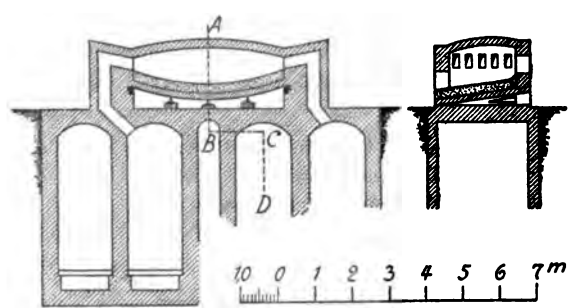


Abb. 231. Martinofen in Terrenoire mit parallel eingeführten Zügen für Stahlformgußbetrieb (Leistung 20—25 t in 24 Stunden, Fassungsvermögen 8—9 t) nach Mahler, Stahl und Eisen 1891, S. 451.

Früher stellte man folgende Regel auf: Im Längsschnitt des Ofens betrachtet, müssen sich die Mittellinien der Gas- und Luftzüge in der Mitte der ersten Tür, 100 mm über Türschwelle schneiden. Im Grundriß des Herdes betrachtet, müssen sich die beiden Gaszüge in der Herdmitte, die beiden Luftzüge in der Mitte der ersten Tür schneiden.

Diese Regel ist nicht falsch. Aber daß es auch andere Lösungen der Frage gibt, beweist der Umstand, daß neuerdings meist nur 1 Luftöffnung und stellenweise auch nur 1 Gasöffnung vorhanden ist. Daß solche Öfen schlechtere Ergebnisse liefern, hat man nicht gehört.

Zweifellos ist es gut die Lufteinströmung so breit zu machen, daß sie die Gaseinströmungen oder Gaseinströmung überflügelt, oder z. T. umschließt.

Hinsichtlich der Einströmungswinkel hat sich der Gebrauch herausgebildet, den ∡ der Lufteinströmung etwa doppelt so groß wie den ∡ der Gaseinströmung zu machen z. B. 30° und 15°[1]). Die Tafel S. 392a zeigt aber wie verschiedene Werte angewandt werden. Es kommen beim Lufteintritt Neigungswinkel bis zu 60° vor, und Bernhardt und März wenden ja sogar einen ∡ von 90° an.

[1]) Die Werte der Tafel S. 392a ergeben den Durchschnitt von 30,8° und 14,4°.

Die Einströmungsgeschwindigkeit betrug im Durchschnitt 6,4 m für Gas und 3,66 m für Luft. Man kann 6 und 3 m zugrunde legen, ohne Gefahr zu laufen. Dabei ist lediglich der Querschnitt der Ausflußöffnung und das Gasvolumen bei 0° betrachtet (Für 1 kg Steinkohle 4,1 cbm trockene Gase und 5,2 cbm trockene Luft bei 10% Luftüberschuß vgl. S. 350)[1]).

Die Geschwindigkeit in den senkrechten Zügen bemißt man auf ungefähr 4 m bei Gas und 3 m bei Luft. Es ist noch zu untersuchen, ob die Gasgeschwindigkeit nicht die Entzündungsgeschwindigkeit übersteigt. Dieser Fall würde ein Abreißen der Gasflamme[2]) zur Folge haben, was einen Verlust an Ofenlänge bedeutet; denn wenn auch die Flamme sogleich in dem heißen Raum wieder einsetzt, sobald die Geschwindigkeit infolge Ausbreitung im Ofenraum geringer wird, so würden doch tote Stellen entstehen.

Die Entzündungsgeschwindigkeit hat man früher viel zu gering angenommen[3]). Neuere Versuche haben für Steinkohlengas etwa 30 m in der Sekunde ergeben[4]). Diese Geschwindigkeit wird bei den obengenannten Werten von 6,4 und 3,86, (im Mittel = 5 m) bei O° — bei einer Verwärmung auf höchtens 1000° sind dies etwa 20 m — nicht erreicht.

In der Neuzeit läßt man 2 Luftzüge von unten senkrecht aufsteigen und in einen Raum einmünden, der unter dem Deckengewölbe in den Einströmungsquerschnitt übergeht.

Die Gaszüge werden, jeder für sich, von unten bis zur Einströmung geführt. Man verlegt die Gaseinströmung immer unter die Lufteinströmung, weil Gas leichter ist als Luft, nach dem Ausströmen empor steigt und sich mit der Luft mischt. Anfangs war man über die Richtigkeit dieser Maßnahme im Zweifel, aber die Bedenken sind bald verstummt. Sehr wichtig ist es, daß die Köpfe lang genug bemessen werden, um den Gas- und Luftströmen die nötige Führung zu verleihen. Schmelzen die Köpfe vorn ab, so fehlt eben diese Führung

---

[1]) Beispiel: Bei einem 50 To Ofen haben wir bei 6 Stunden Schmelzdauer und 24% Kohle, 0,56 kg Steinkohle, 2,3 cbm Gas und 2,91 cbm Luft in 1 Sekunde.

Gaseinströmungsquerschnitt = Fg

$$Fg \cdot V = Q; \; Fg = \frac{2,3}{6} = 0,40 \text{ qm}$$

Lufteinströmungsquerschnitt

$$Fl = \frac{2,91}{3} = 1,0 \text{ qm}$$

[2]) Man kann ein solches Abreißen leicht an einem gewöhnlichen Bunsenbrenner beobachten. Wenn man aber durch ein Drahtsieb oder durch eine Schichtung von Schamottebrocken die Geschwindigkeit verringert, tritt richtiges Brennen ein. Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1261 (Johannsen).

[3]) Vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 893, (Blaß) bei H + O = 18 m, bei CO + O = 2,5 m in der Sekunde.

[4]) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1006 (Ubbelbode und Hofsäß) vgl. S. 419.

und der Ofen schmilzt schlecht. Bei steiler Lufteinführung und großer Gasgeschwindigkeit tritt dieser Mangel erfahrungsgemäß weniger zu Tage. Dies hat zum einheitlichen Vorgehen in dieser Richtung geführt.

Der Verfasser erklärt sich den Vorgang in der Weise, daß bei mangelhafter Führung leicht Stichflammen entstehen, die sehr gefährlich sind; haben dagegen Gas und Luft gute Führung, so entstehen statt der Stichflammen Wirbelkreise. Die Entstehung solcher Wirbel muß man anstreben. Werden die Köpfe zu kurz, ist man dem Zufall anheimgegeben; man beherrscht dann die Richtung der austretenden Ströme ebensowenig, wie es bei einem abgenutztem Geschützrohr mit dem Geschoß geschieht.

Zu enge Gas- und Lufteinströmungen erzeugen einen hohen Gasdruck im Ofen, der schlechte Türhaltbarkeit zur Folge hat.

Die Kammern.

Man kann die Kammern unter dem Herde anordnen, was bei uns die Regel ist, und auch hinter dem Ofen, unterhalb der Beschickungsbühne, was in den Vereinigten Staaten fast durchweg geschieht (vorgezogene Kammern) [1]). Man kann auch einen mittleren Weg einschlagen und die Luftkammern unter den Herd und die Gaskammern außerhalb verlegen. Was ist besser?

Vorgezogene Kammern haben den Vorteil, den Raum unter dem Herde frei zu lassen. Unterbau und Oberbau sind vollständig getrennt und selbständig, werden also bei Reparaturen gegenseitig nicht in Mitleidenschaft gezogen. Abgesehen davon lassen sich die Schlackenräume leicht und wirkungsvoll anordnen, auch ist eine Verlängerung des Ofenherdes durchzuführen, ohne die Kammern zu beeinflussen, und ebenso ist man hinsichtlich der Kammergröße in keiner Weise beschränkt. Kann man im Hinblick auf Grundwasser nicht in die Tiefe gehen, zieht man sie weiter nach hinten vor.

Allerdings besteht der Nachteil, daß diese Anordnung teurer ist und auch mehr Grundfläche fordert. Je größer aber der Ofen wird, um so mehr springen die Vorteile ins Auge und um so mehr schwindet der Unterschied im Anlagewert. Bei hohem Grundwasserstande bleibt gar keine Wahl, ebenso auch bei Kippöfen; aber auch bei feststehenden Öfen mit mehr als 60 t Fassungsvermögen wird man immer so verfahren.

Die Abbildungen lassen beide Anordnungen erkennen. Bei vorgezogenen Kammern bildet man den Raum unter den Köpfen zu Schlackensammlern aus. Dies ist sehr einfach zu bewerkstelligen, während es bei der anderen Anordnung nicht immer so leicht ist, wenn man

[1]) Ein solcher Ofen ist 1892 zuerst in Iron Age beschrieben, vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 659. Er verdankte seine Entstehung Grundwasserschwierigkeiten. Dieser Ofen besaß »Liegende Kammern« von denen weiter unten die Rede sein wird.

schräg in die Kammern eingeführte Züge vermeiden will, was aber entschieden anzuraten ist.

Man legt in Deutschland allgemein die Gaskammern nach außen, die Luftkammern nach innen. Diese Anordnung ergibt sich als die einfachste Lösung der Frage des Anschlusses an die Gasleitung. Eine

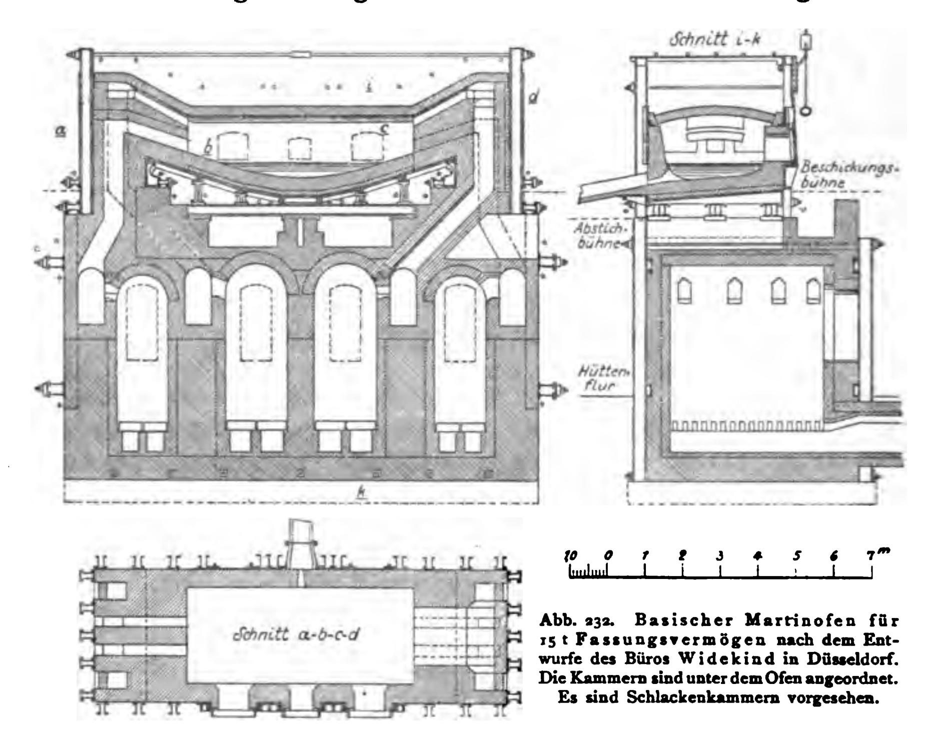


Abb. 232. **Basischer Martinofen für 15 t Fassungsvermögen nach dem Entwurfe des Büros Widekind in Düsseldorf. Die Kammern sind unter dem Ofen angeordnet. Es sind Schlackenkammern vorgesehen.**

Anordnung, die der Verfasser seinerzeit in Lackawanna (Vereinigte Staaten) antraf, zeigte allerdings eine entgegenstehende Ansicht (Abb. 233).

Die Größe der Kammern bildet eine vielumstrittene Frage. Tatsache ist, daß manche Werke, gerade auch amerikanische mit geringen Kammerinhalten auskommen. Demgegenüber wird geltend gemacht, daß man nur mit großen Kammern eine gute Wärmeausnutzung und geringen Kohlenverbrauch erreichen könne.

Bis zu einer bestimmten Grenze ist dies richtig; überschreitet man diese, so wird der Wärmegewinn immer kleiner und hört schließlich fast vollständig auf. Dies hängt damit zusammen, daß der Temperaturunterschied zwischen den abziehenden Verbrennungsgasen und den Steinen immer geringer wird. So kommt es, daß man praktisch keine geringere Essentemperatur beim Martinofen erreichen kann, auch wenn man übergroße Kammern anwendet. Davon war bereits oben die Rede.

Es besteht aber noch ein Umstand, der gegen große Kammern spricht. Je kleiner der Durchströmungsquerschnitt, um so größer wird die Geschwindigkeit und um so günstiger wird die Wärmeübertragung auf den Stein und umgekehrt vom Stein auf Gas und Luft.

Der Verfasser verweist hier auf seine Berechnungen und Ausführungen über steinerne Winderhitzer, vgl. Bd. I, und wiederholt hier nur kurz, daß Nusselt bei einer Strömungsgeschwindigkeit von

0,5 m	7,33	WE	auf	1 qcm
8,5 »	35,70	»	»	1 »
27,2 »	91,70	»	»	1 »

unter sonst gleichen Umständen übertragen hat.

Dies spricht für kleine Querschnitte und folgerichtig für kleine Kammern; denn man kann annehmen, daß die Hälfte des Gitterwerkraums aus massiver Steinmasse besteht. Es wäre nicht richtig, dieses Maß d. h. also die Steindicke zu vergrößern; es würde sich dann das Innere des Steins passiv verhalten und einen unnützen Ballast darstellen.

Natürlich darf man bei der Beschränkung des Kammerraums nicht zu weit gehen; denn man kann die Gase nicht ebenso wie im Hochofenbetriebe reinigen. Man muß mit Flugstaub und Schlackenansätzen rechnen und deshalb eine starke Reserve geben.



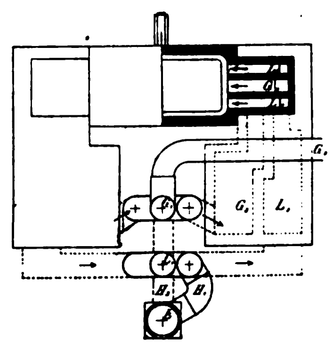


Abb. 233. Martinofen der Lackawanna Steel Co mit vorgezogenen Kammern. Luftventil außerhalb, Gasventil innerhalb Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Wie weit man gehen kann und gehen soll, lehrt ein Einblick in die Tafel S. 392a, die allerdings sehr widersprechende Zahlenwerte erkennen läßt. Das Berechnungsverfahren des Verfassers soll hier dargelegt werden:

Man muß beides, den freien Querschnitt und das Steinvolumen, berechnen. Der erstere Wert wird durch die Strömungsgeschwindigkeit (V_G für Gas und V_L für Luft), der zweite durch die Anzahl der Sekunden, die sich Gas und Luft innerhalb des Fachwerks aufhalten (Tg für Gas und Tl für Luft), festgelegt. Dabei wird das Gas- und Luftvolumen wie oben bei 0° betrachtet. Hier anders zu verfahren, hat um so weniger Berechtigung, als wir die wirklichen Temperaturen nicht kennen. Davon weiter unten noch Einiges.

Als normale Gas- und Luftgeschwindigkeit soll 0,45 m gelten. Als normale Aufenthaltszeit innerhalb des Steinfachwerks

für Gas 8 Sekunden
» Luft 9 »

Die Tafel S. 392a läßt folgende Durchschnittswerte erkennen:

Gaskammer V_G = 0,38 m; Aufenthaltszeit 7,9 Sekunde
Luftkammer V_L = 0,35 » » 8,7 »

Es ist aber eine größere Geschwindigkeit zugrunde gelegt, weil viele gutgehende Martinöfen größere Geschwindigkeiten, bis zu 0,5 m erkennen lassen.

Bei kleinen Öfen soll man etwas größere Aufenthaltszeiten anwenden, um größere Kammern zu erhalten.

Der Gitterwerksraum (ohne Rost) soll doppelt so groß wie das Zwischenraumvolumen sein.

Ein Beispiel soll den Gang der Berechnung zeigen:

Ein 50 t-Ofen braucht sekundlich 0,56 kg Steinkohle (vgl. S. 360).

$$Q_G = \text{sekundliche Gasmenge} = 2{,}30 \text{ cbm}$$
$$Q_L = \quad » \quad » \quad = 2{,}91 \quad »$$

Es wird der Durchströmungsquerschnitt F aus der Formel $F \cdot v = Q$ berechnet.

$$F_G = \frac{Q_G}{V_G} = \frac{2{,}30}{0{,}45} = 5{,}1 \text{ qm}$$
$$F_L = \frac{Q_L}{V_L} = \frac{2{,}91}{0{,}45} = 6{,}5 \quad »$$

Die Kammergrundfläche beträgt, wenn die Zwischenräume die gleiche Fläche wie die Steine einnehmen, demnach

für Gas $2 \times 5{,}1 = 10{,}2$ qm, z. B. $2{,}3 \times 4{,}5$ m
» Luft $2 \times 6{,}5 = 13{,}0$ » » » $2{,}9 \times 4{,}5$ »

Sodann wird der Rauminhalt des Gitterwerks ermittelt: Er beträgt, sofern Steininhalt = Zwischenraum,

für Gas $2 \times Q_G \times 8 = 36{,}80$ cbm
» Luft $2 \times Q_L \times 9 = 52{,}40$ »

Bei der oben berechneten Grundfläche entspricht dies einer Gitterwerkshöhe von 3,6 m in der Gaskammer und 4,0 m in der Luftkammer.

Bei diesem Berechnungsverfahren ist die Heizfläche nicht erwähnt. Dies ist auch nicht nötig, wenn man eine Steinstärke von etwa 70 mm als normal annimmt, was kaum auf Widerspruch stoßen wird.

Will man aber die Heizfläche in die Betrachtung einführen, so muß man genau bezeichnen, wie sie berechnet werden soll; denn das Gitterwerk ist meist anders gestaltet wie im Winderhitzer und läßt verschiedene Auffassungen zu.

Ehe wir weiterschreiten, sollen andere Berechnungsverfahren kurz erläutert werden.

Friedrich Siemens verlangte für das Steingewicht in allen vier Kammern zusammen den 15—17 fachen Betrag der in einem Umsteuerzeitraum (meist 30 Minuten) verbrannten Steinkohle.

Campbell forderte 1,4 cbm massiven Steininhalt für je ein Paar Wärmespeicher für 1 t als Minimum. Ledebur will das Doppelte haben (Stahl und Eisen, 1903, S. 562.

Friedrich Toldt rechnete anders. Er nennt die im Gitterwerk gleich nach dem Umsteuern aufgespeicherte Wärmemenge Ws

$W_s = G \times s \times T_s$, wobei
G = Steingewicht der Gas oder Luftkammer
s = spez. Wärme des Steins = 0,23
T_s = Temperatur des Steins in der Mitte der Kammer, die er mit $\frac{1600 + 400}{2} = 1000^\circ$ bewertet.

Dadurch, daß Gase oder Luft durch das Gitterwerk hindurch fließen, tritt eine Abkühlung ein, die man berechnen kann. Am Ende eines Umsteuerzeitraums ist Ws nicht mehr

$$= G \times s \times Ts, \text{ sondern}$$
$$= G \cdot s \cdot T - W_G \text{ (Gas) oder } = G \cdot s \cdot T - W_L \text{ (Luft)},$$

wobei $W_G = Q_G \times s_G \times T_G$

$W_L = Q_L \times s_L \times T_L$

wobei Q_G und Q_L = Gewichtsmengen von Gas oder Luft, die innerhalb eines Umsteuerzeitraums erhitzt werden.

s_G und s_L die zugehörigen spez. Wärmen

T_G und T_L die Temperatursteigerungen bei Gas und Luft (450° und 680°).

Die Abkühlung entspricht dem Verhältnis von $G \cdot s \cdot T : (G \cdot s \cdot T - W_G)$ oder: $(G \cdot s \cdot T - W_L)$. Unter normalen Verhältnissen soll die Abkühlung der Gaskammer nicht mehr als 75°, die der Luftkammer nicht mehr als 100° betragen.

Setzt man die Zahlen ein, so kann man das Steingewicht G rückwärts schreitend berechnen.

Dies Verfahren ist sehr gut erdacht und lehrreich, hat aber den Mangel, daß wir über die Temperaturverhältnisse innerhalb des Gitterwerks nicht unterrichtet sind. Toldt hat die Temperatur nur geschätzt. F. Mayer hat diese Rechnung unter Beigabe zahlreicher Messungsergebnisse bei den Martinöfen der Roten Erde durchgeführt, er kann aber auch nicht die Tatsache aus der Welt schaffen, daß die Lötstelle des Thermoelements nicht Gastemperaturen, sondern die Strahlwärme des Steins wiedergibt. Stimmt Stein- und Gastemperatur überein, wie es z. B. in Heißwindleitungen der Fall ist, so entsteht kein Fehler, aber diese Übereinstimmung fehlt hier eben infolge des Umsteuerns. Mayer hat bei den genannten Öfen für 100 kg stündlich verbrannte Kohle 25,8 qm Heizfläche und 1274 kg Steingewicht in der Gaskammer und 33,0 qm Heizfläche und 1630 kg Steingewicht in der Luftkammer ermittelt.

Das Verhältnis der Kammerbreiten für Gas und Luft stellt man gewöhnlich auf 1 : 1,3 ein, weil sich Gas- : Luftmenge auch so verhält. Es kommen aber auch Gaskammern vor, die gleich groß oder sogar größer sind[1]).

Daß Kammern auch zu groß gewählt werden können; darüber liegen Mitteilungen in der Literatur und auch solche persönlicher Art vor. Sie sind in Hinweis auf die zu geringe Strömungsgeschwindigkeit auch verständlich. Hat man zu große Kammern, so schafft die Einschränkung des Gitterwerks, indem man dieses $^2/_3$ oder $^1/_2$ so hoch macht, nicht volle Abhilfe. Man muß die Grundfläche der Kammern durch Abmauern einschränken.

Nachzutragen ist noch, daß eine zu hohe Luft- und Gaseinströmungstemperatur vermieden werden muß, weil sonst das feuerfeste Material nicht Stand hält. Auch diese Erwägung spricht gegen zu große Kammern.

Der Aufbau des Rostes und des Gitterwerks wird durch die Abb. 220 gekennzeichnet. Ein Versetzen der Steinreihen gegeneinander verbietet sich wegen der niedertropfenden Schlacke. Man hat auch Sonderformen erdacht, um ein Haften der Schlacke durch Anordnung schräger Flächen zu verhindern[2]). Durchschlagende Erfolge sind nicht bekannt geworden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1895, S. 1004 und 1899, S. 1016 geben Beispiele.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1246. Es werden daselbst mehrere Anordnungen genannt; auch Stahl und Eisen, 1911, S. 982.

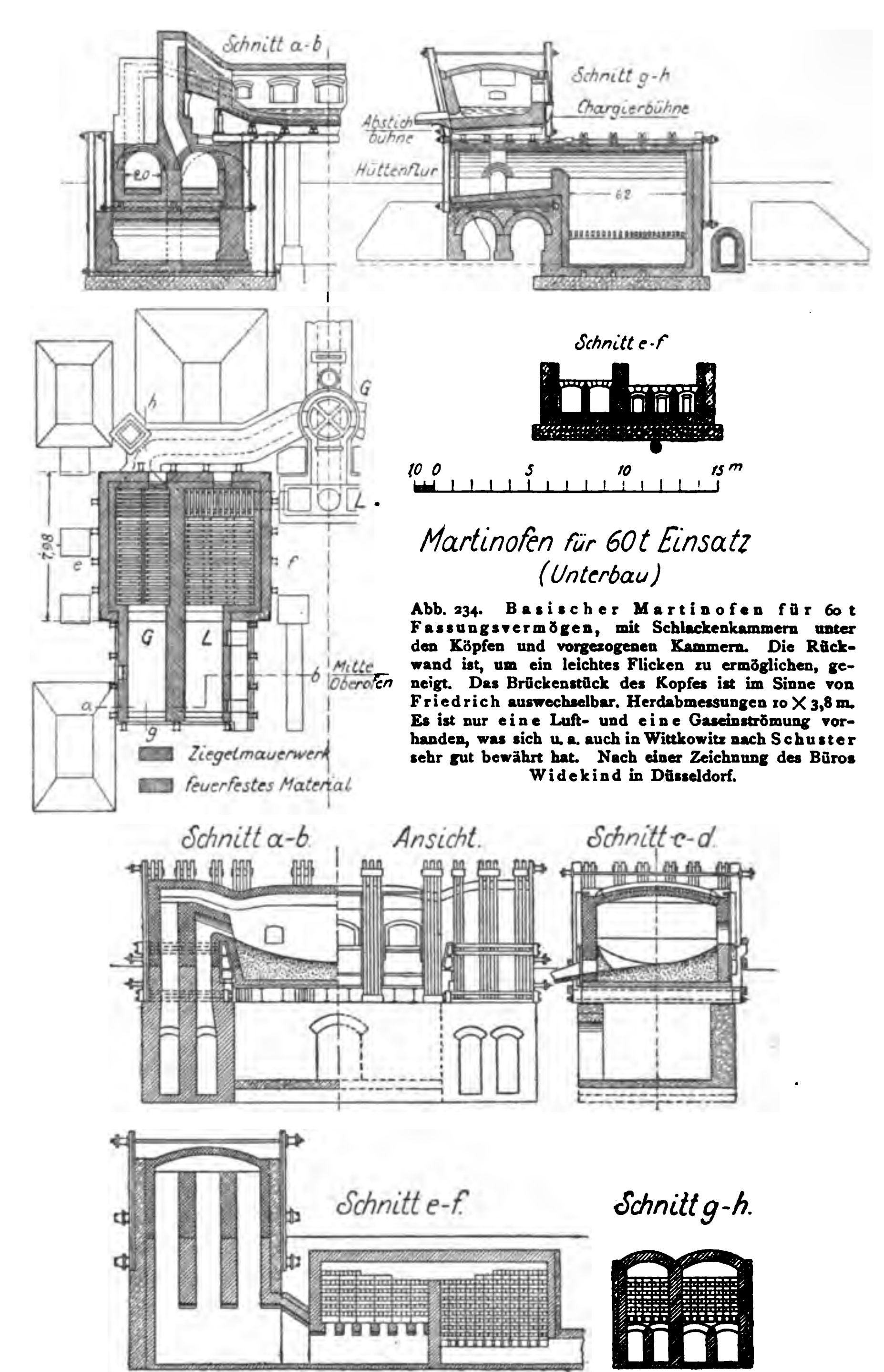


Abb. 234. Basischer Martinofen für 60 t Fassungsvermögen, mit Schlackenkammern unter den Köpfen und vorgezogenen Kammern. Die Rückwand ist, um ein leichtes Flicken zu ermöglichen, geneigt. Das Brückenstück des Kopfes ist im Sinne von Friedrich auswechselbar. Herdabmessungen 10 × 3,8 m. Es ist nur eine Luft- und eine Gaseinströmung vorhanden, was sich u. a. auch in Wittkowitz nach Schuster sehr gut bewährt hat. Nach einer Zeichnung des Büros Widekind in Düsseldorf.

Abb. 235. Erster Martinofen mit vorgezogenen Kammern. Damals ließ man Gase und Luft im Sinne einer Sattelkurve durch die Kammern streichen (sogenannte »liegende Kammern«). Vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 657, nach Iron Age.

Eine Steinanordnung wie in Cowpern mit durchgehenden □ oder ○ Kanälen würde mehr Steingewicht kosten, aber günstigere Strömungsverhältnisse und infolgedessen bessere Wärmeübertragung und wahrscheinlich auch bessere Haltbarkeit der Steine mit sich bringen[1]). Ein solches Fachwerk soll in den Vereinigten Staaten die Regel bilden. Vielleicht liegt hierin die Erklärung dafür, daß dort die Kammern im allgemeinen kleiner sind als bei uns.

Sogenannte liegende Kammern, bei denen Gas und Luft horizontal hindurchgehen, (Abb. 235) sollten eine günstigere Wärmeausnutzung herbeiführen, weil man annahm, daß bei einer stehenden Kammer die Gase diagonal hindurchströmten und tote Ecken bestehen ließen[2]). Die Ansicht ist irrig, weil heiße Gase einen Raum mit glühenden Wänden vollständig erfüllen z. B. auch in Cowperapparaten. Man ist von den liegenden Kammern wieder zurückgekommen[3]).

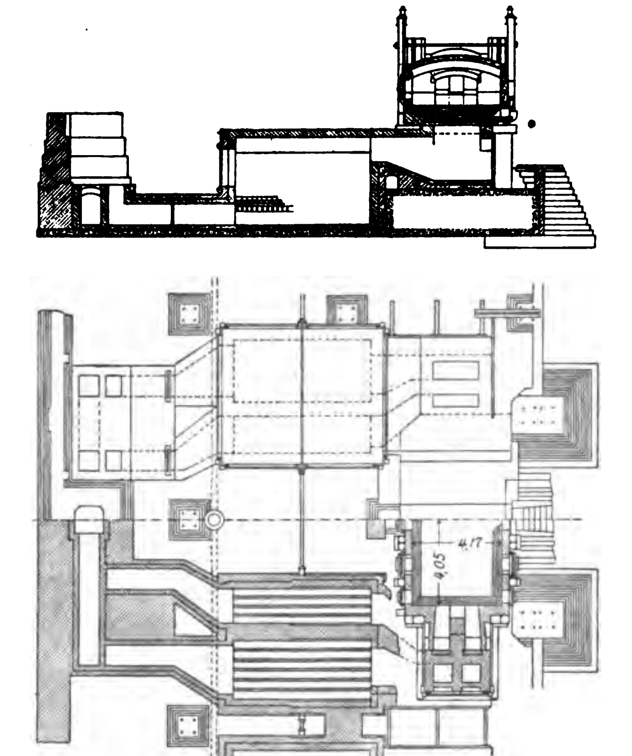


Abb. 236. Unterbau eines amerikanischen Martinofens mit vorgezogenen Kammern und Schlackensammlern unterhalb der Köpfe. Gase und Luft durchstreichen das Fachwerk in senkrechter Richtung. Nach Illies: Amerikanische Siemens-Martinanlagen, Stahl und Eisen, 1902, S. 713.

Einen anderen Weg beschritt Schönwälder, um dem genannten Übelstand zu begegnen. Er teilte die Kammer und betrieb jeden Teil

[1]) Dies traf in Donawitz nach einer Notiz des Verfassers zu, wo die Kammersteine 3000 Schmelzen aushielten.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 659. Die Querwand in den Kammern hat man später weggelassen.

[3]) Z. B. in Schweden, vgl. Stahl und Eisen, 1894, S. 702.

für sich, indem Schieber für Regelung sorgten (Abb. 237). Von Schönwälderöfen war seinerzeit vielfach die Rede, aber sie fanden keine weitere Anwendung[1]).

Schlackenkästen sind seit langer Zeit bekannt[2]). Man baut unterhalb der Züge kastenartige Räume in das Gitterwerk ein; später ging

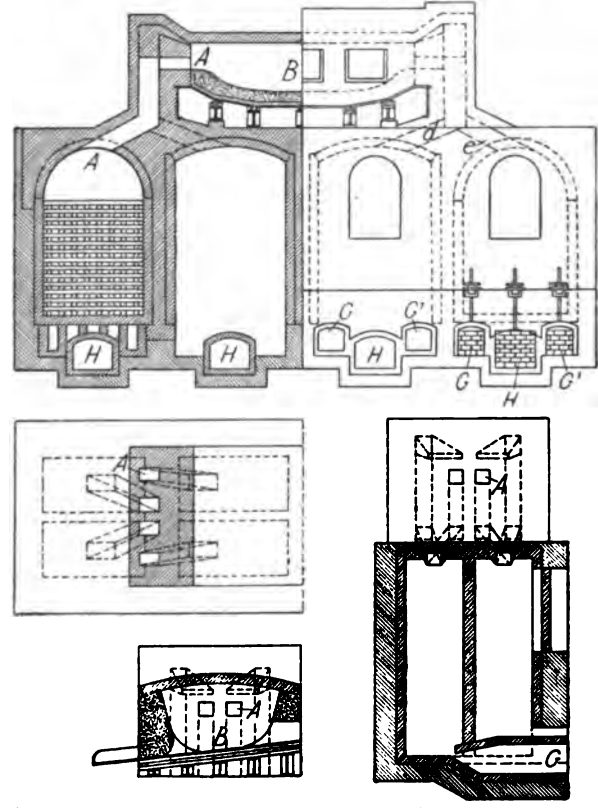


Abb. 237. Martinofen von Schoenwälder (vgl. Stahl und Eisen, 1891, S. 387). Die Kammern sind durch eine Wand in Vorder- und Hinterkammer geteilt. Jede dieser beiden ist selbständig an den Gas- und Luftkanal angeschlossen, und zwar regelbar durch Schieber aus feuerfesten Steinen. Es führt der Schieber H zur Hinterkammer, die Schieber G und G^1 zur Vorderkammer. Schoenwälder wollte dadurch bewirken, daß die Kammer in ihrem gesamten Inhalt gleichmäßig ausgenutzt würde. Abgesehen davon führte er später die Gasabzüge freistehend oberhalb des Unterbaues herauf und schloß sie mit Brücken an den Kopf an. Das war damals etwas Neues, da man den Bathoofen vergessen hatte.

man bei größeren Öfen zu regelrechten Schlackenkammern über, von denen oben die Rede war. Bei der Berechnung des Kammerraums muß man natürlich auf sie Rücksicht nehmen. Die Kammern überwölbt man aus bautechnischen Rücksichten am besten halbkreisförmig.

1) Vgl. Stahl und Eisen, 1891, S. 386, ebenda 1892, S. 989, ebenda 1893, S. 258.
2) Springorum erwähnt sie in seinem Vortrage. Stahl und Eisen, 1897, S. 364.

Die Anordnung der Kanäle für Gas und Luft und Essengas ist aus den Abbildungen ersichtlich. Man berechne den Querschnitt unter Zugrundelegung einer Geschwindigkeit von 2,2 m, dabei auf 1 kg sekundlicher Kohle 4,1 cbm Gas, 5,2 cbm Luft und 8,5 cbm Essengas, alles bei 0° gemessen.

Die Durchschnittswerte der Tafel S. 392u lassen die Zahlen 1,9 m, 2,2 m, 2,5 m erkennen. Es liegt kein Grund vor, hier eine Verschiedenheit walten zu lassen, weil die Temperaturen überall ziemlich gleich sind. Oben ist der mittlere Wert eingesetzt.

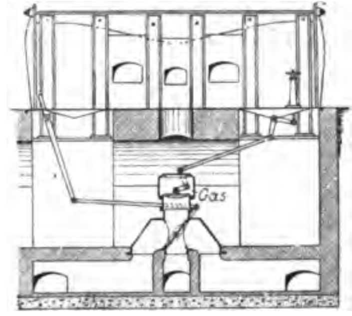


Abb. 238. Gas(Luft)ventil und Siemenssche Wechselklappe.

Die Ventile.

Friedrich Siemens führte die Wechselklappe ein, die auch gute Dienste leistet, sofern nicht die Temperaturen zu hoch werden. In diesem Falle tritt ein Verziehen und in der Folge ein Undichtwerden ein. Alsdann gelangen heiße Essengase mit ihrem Luftüberschuß in den Ventilkörper und verbrennen hier das Gas. Es treten dann Gasverluste auf, und das Verziehen und die Undichtigkeit

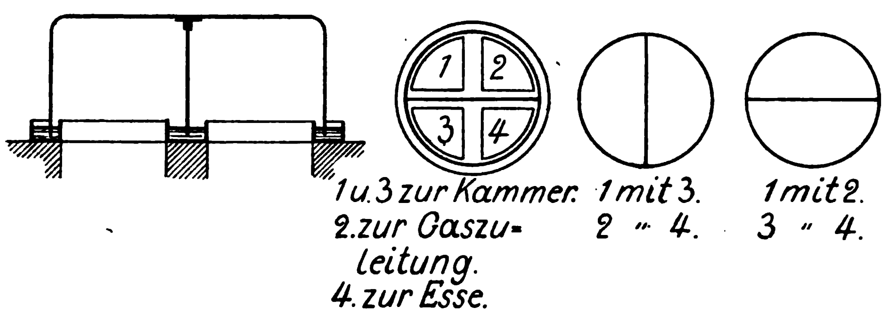


Abb. 239. Glockenventil älterer Ausführung (schematisch gezeichnet).

werden immer schlimmer. Beim Luftventil sorgt die Kühlung durch die Luft dafür, daß diese Übelstände nicht auftreten. (Abb. 238.)

So kam es, daß man die Wechselklappe für Luft auch bei großen Öfen beibehielt, aber für Gas andere Anordnungen bevorzugte. Man ging zu Wasserabschlußventilen über und führte Glocken ein (Abb. 239)[1]). Diese versagten nur bei hohen Essengastemperaturen. Als das Forterventil[2]) (Muschelanordnung) in Amerika eingeführt wurde, griff man namentlich bei großen Öfen auch in Europa dazu, hatte aber dessen hohen Anschaffungspreis als Nachteil. Auf einigen Werken führte

[1]) Vgl. darüber Stahl und Eisen, 1897, S, 398.

[2]) Forters erste Konstruktion siehe Stahl und Eisen, 1903, S. 166. Hier wird das Umsteuern lediglich durch Abfließenlassen und Auffüllen des Sperrwassers bewirkt.

man das Fischerventil ein, dessen Einfachheit besticht[1]). Neuerdings bevorzugt man wieder Forterventile, die sehr kräftig gebaut sind und Luftdruckzylinder zur Umsteuerung besitzen, und Glockenventile[2]) und zwar solche mit Gewichtsausgleich und gekühlter Zwischenwand und Verschlußringen, die eine allzustarke Wasserverdunstung

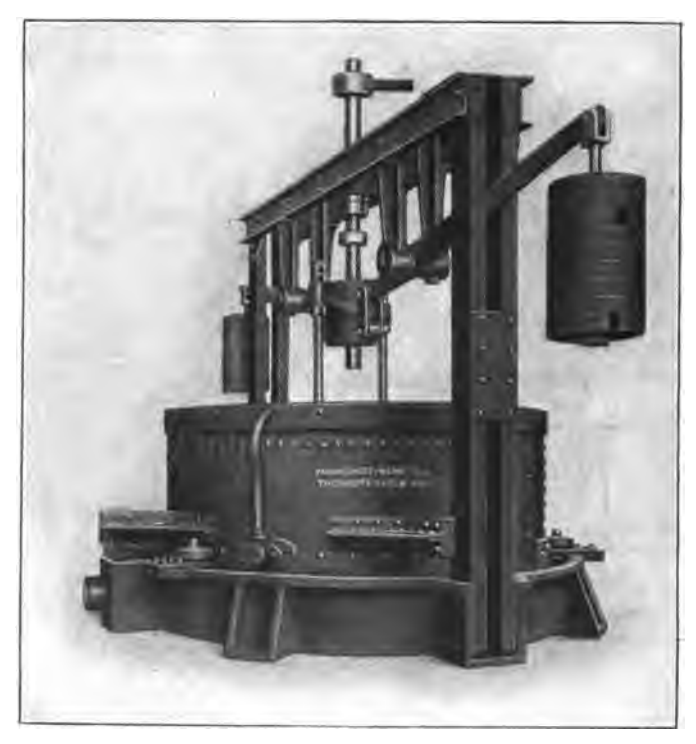


Abb. 240. Neuzeitliches Glockenventil (Mannstaedtwerke bei Troisdorf). Vgl. Abb. 242.

verhindern. Die letztere ist für die Zusammensetzung des Steinkohlengases ungünstig. (Anordnung der Mannstädtwerke in Troisdorf.) Eine wassergekühlte Wechselklappe baut die Firma Zimmermann und Jansen in Düren[3]) (vgl. Abb. 240—246).

Einen Übelstand besitzen alle bisher genannten Ventile, mit Ausnahme des Fischerventils, nämlich den des Gasverlustes beim Umsteuern. Während dieser Zeit steht der Gasraum mit der Esse in

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 891.

[2]) Stahl und Eisen, 1907, S. 1320, (hydraulisch gehoben), auch ebenda, 1911, S. 425 Einzelheiten).

[3]) Stahl und Eisen, 1913, S. 249.

unmittelbarer Verbindung. Dieser Verlust kann beispielsweise 4% der Gasmenge betragen[1]).

Um diesem Verluste zu begegnen sind mehrere Anordnungen erdacht, die alle auf einen vorherigen Abschluß der Gasleitung ausgehen[2]). Sie scheinen sich aber nicht einbürgern zu wollen, weil man in erster Linie Wert auf Einfachheit legt und außerdem in der mechanischen

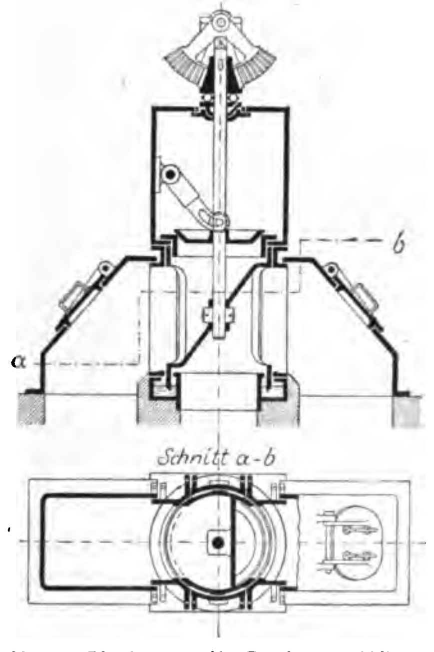


Abb. 241. Fischerventil. Der in der Abbildung gekennzeichnete Wasserabschluß ist später in Wegfall gekommen. Vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 892.

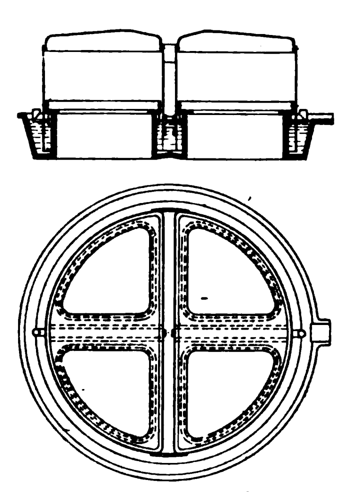


Abb. 242. Mannstaedtglocke in Ansicht und Schnitt. Eigenartig ist die kräftig wirkende Wasser- und Luftkühlung, die in der Zwischenwand und an den Deckelflächen wirkt, und auch die kräftige Versteifung der Unterkanten durch ⊿ Eisen. Durch diese wird auch das Gas gegen übermäßige Wasserdampfaufnahme aus dem Sperrwasser geschützt. Mannstaedtwerke in Troisdorf bei Köln, vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1320.

Handhabung des Umsteuerns ein Hilfsmittel hat, um die Umsteuerzeit sehr stark zu beschränken. Bei Forterventilen hat sich die Anwendung von Luftdruck ausgezeichnet bewährt, während elektrischer Antrieb zu starken Schlägen Veranlassung gibt. Bei den neueren Glockenventilen wendet man Wasserdruck (auch wohl Wasserleitungsdruck) zum Heben an.

[1]) Man rechnet z. B. 4 Umsteuerungen in 1 Stunde von je 10 Sekunden Dauer. Vgl. Poetter, Stahl und Eisen, 1903, S. 333, auch Schraml, ebenda, 1904, S. 338.

[2]) Z. B. die Anordnung von Pötter (Stahl und Eisen, 1903, S. 333), Knoblauch (ebenda, 1912, S. 1570), Reitmeister (ebenda, 1913, S. 1108). Die Mannstaedtwerke bauen diese Ventile. In Amerika wendete man früher getrennte Tellerventile für Gaseintritt und -austritt und ebensolche für Lufteintritt und -austritt an. Diese hatten wassergekühlte Sitzflächen (Stahl und Eisen, 1894, S. 1067 und 1899, S. 539), die beispielsweise auch von Turk befürwortet wurden (Stahl und Eisen, 1904, S. 937) (vgl. Abb. 246).

Abgesehen von dem Umsteuern muß man Gas und Luftmenge regeln können, was durch Tellerventile geschieht, die durch Handrad und Schraubenspindel eingestellt werden. Manche Werke setzen auch ein zweites kleineres Ventil ein, um die Luftmenge ganz genau regeln zu können.

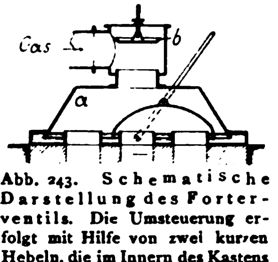


Abb. 243. Schematische Darstellung des Forterventils. Die Umsteuerung erfolgt mit Hilfe von zwei kurzen Hebeln, die im Innern des Kastens zusammen mit dem äußeren Hebel umgelegt werden und an dem höchsten Punkte der Glocke drehbar angreifen. a = Gehäuse, b = Gasventil (vgl. Stahl und Eisen, 1904, S. 939).

Die Siemenswechselklappe, die heute, auch bei sehr großen Öfen, dem Luftzutritt dient, ist von der Maschinenfabrik Tigler in Meiderich verbessert worden, auch von den Mannstaedtwerken in Troisdorf.

Die Esse.

Sie darf nicht zu kleine und auch nicht zu große Saugwirkung haben. Ein Übermaß ist schon deshalb schädlich, weil dann zuviel Luft durch Tür- und Mauerspalten angesaugt würde. Die Annahme, daß in diesem Falle der Essenschieber ausgleichend wirken würde, ist nur teilweise richtig, weil bei zu weitgehender Anwendung störende Wirbelströme auftreten.

Man muß also die Esse der sekundlich erzeugten Essengasmenge anpassen und jedem Ofen seine eigene Esse geben. Die Gebläsearbeit des Gaserzeugers darf dabei nicht in Ansatz gebracht werden, denn diese dient nur dazu, die Widerstände innerhalb der Kohlenschüttung und der Gasleitung zu überwinden und einen geringen Überdruck in letzterer zu erzeugen; anderseits soll der Essenzug nicht die Hubarbeit leisten, um Gas und Luft bis zu der Ebene der Einströmungszüge zu heben. Diese Arbeit übernehmen die aufgeheizten Kammern und senkrechten Züge. Gas und Luft soll selbsttätig in den Ofen einfließen und nicht durch die Esse hineingezogen werden. Im Gegenteil muß im Ofen immer etwas Druck herrschen (die Türflammen müssen leicht züngeln). Diese u. a. von Campbell und Dichmann betonte Anschauung wird durch die Erfahrung bestätigt[1]).

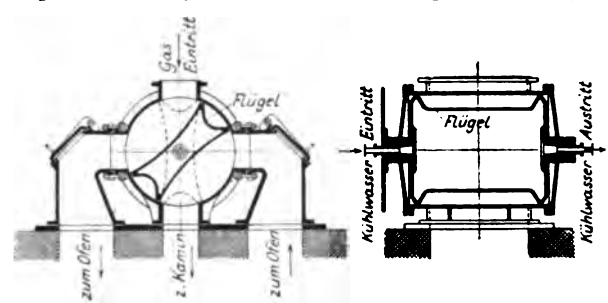


Abb. 244. Wechselklappe für Gas, mit gekühltem Flügel von Zimmermann und Jansen in Düren.

[1]) Vgl. auch Eichhorns Ausführungen, Stahl und Eisen, 1888, S. 604. (Gute Schmelzer drücken immer den Schieber.

Man berechnet daher die Esse, indem man die wirksame Zughöhe (von Essenmündung bis zum Scheitelpunkt der Züge in den Köpfen gemessen) zugrunde legt. Sie muß die sekundlich entwickelte Gasmenge (vgl. S. 360) bei ihrer mittleren Temperatur = etwa 600° fördern.

Die Berechnung auf Grund der sekundlich geförderten Gasmenge wird im Sinne der Berechnung der Cowperesse in Bd. I geführt, auf die hier verwiesen werden muß.

Man kann bei Überschlagsrechnungen auch von dem theoretischen Essenzug ausgehen, der dem wirklichen sehr nahe kommt[1]). Bei einem mittleren Fassungsvermögen (etwa 20—60 t) wird man mit einem Unterdruck = 25—30 mm Wassersäule rechnen müssen[2]).

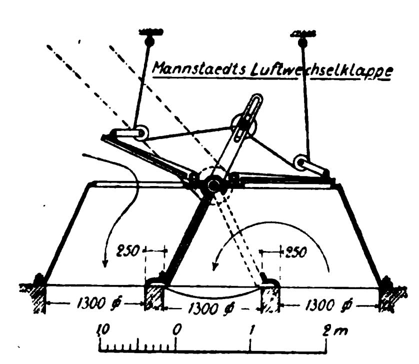


Abb. 245. Luftklappe des Mannstädtwerkes bei Troisdorf für große Martinöfen z. B. für Öffnungen von 1300 mm □.

Um hier Zahlenwerte zu nennen, sei angegeben, daß eine Esse von etwa 40 m nutzbarer Höhe bei 1,8 m lichten ⌀ an der Mündung 1 Martinofen von 20—40 t Einsatz bedienen kann. In einem anderen Falle waren es bei 25 t 38 m × 1,25 m ⌀. Bei 50 t-Öfen soll man nicht unter 50 m Essenhöhe bei 2 m ⌀ haben. Man kann eine Esse überlasten und auch unterhalb ihrer Leistung beanspruchen, darf aber nicht Grenzwerte überschreiten, die in Bd. I, bei der Winderhitzeresse genannt sind.

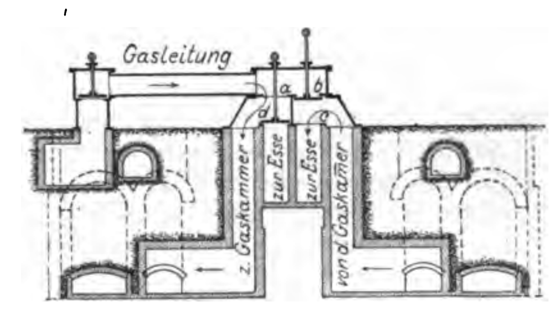


Abb. 246. Anordnung von Doppelsitzventilen zur Umsteuerung bei einem Wellmanofen (vgl. Stahl und Eisen, 1889, S. 540). Solche Ventile sind in Amerika vielfach angewendet. Die Ventilteller sind als wassergekühlte Hohlkörper hergestellt, die mit bearbieteten scharfen Rändern auf runden Sitzflächen aufliegen. Die letzteren werden von wassergekühlten Ringen gebildet.

In Deutschland bevorzugt man gemauerte Essen, falls nicht umgehender Bergbau den

[1]) Die Berechnung erfolgt im Sinne des folgenden Beispiels:
Wirksame Essenhöhe = 40 m, Mittlere Essentemperatur = 600°, Lufttemperatur = 30°.
1 cbm Essengas wiegt bei 0° 1,36 kg, bei 600° 0,43 kg
1 » Luft » » 0° 1,29 » » 30° 1,16 »
Gewichtsunterschied zwischen einer Luftsäule und Essengassäule, beide von 1 qm Grundfläche, 40 m nutzbarer Höhe = 40 (1,16 — 0,43) = 29,20 kg. Da 1 cbm Wasser 1000 kg wiegt, entsprechen diese 29,20 kg einer Wassersäule von 29,2 mm Höhe und 1 qm Querschnitt.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1863, Essenzug = 30 mm Wassersäule.

Untergrund unsicher macht. In den Vereinigten Staaten sind ausgemauerte Blechessen die Regel.

Der Essenkanal muß unter allen Umständen einen Schieber erhalten, der in Hinblick auf die hohe Temperatur aus Schamotte hergestellt sein muß.

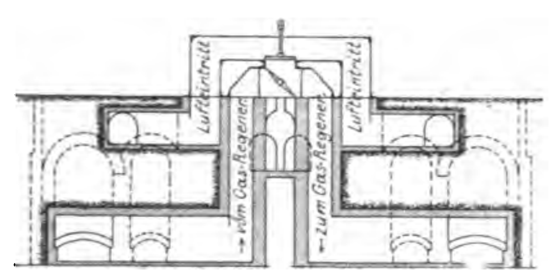


Abb. 247. Luftzuführung bei einem Wellmanofen. Die Luft scheint im Ofenmauerwerk vorgewärmt zu werden, was in Deutschland nicht üblich ist.

Die Abgastemperatur des Martinofens ist verschieden. Dichmann rechnet mit 700° beim Kammeraustritt und 600° in Mitte der Esse. Springorum nennt 630 bis 960° (letzterer Wert bei flüssigem Einsatz) als Abgastemperatur [1]). Anderseits kommen Werte von nur 325° vor. Ein Talbotofen von 175—200 t hatte eine Essentemperatur von 480° [2]). Vgl. auch Temperaturen des Martinofens S. 480.

Abhitzeverwertung.

Der Gedanke, die Abhitze in Dampfkesseln nutzbar zu machen, ist mehrfach ausgesprochen [3]) und auch in Ruhrort und Hörde verwirklicht [4]).

Man hat hier die durch die Essengase bedingten Wärmeverluste von 30% auf 18%, die Temperaturen von 750° auf 450° heruntergedrückt und für 1 t Stahl bis zu 450 kg Dampf erzeugt. (Abb. 248.)

Solche Anlagen stellen einen Notbehelf dar, der nur bei sehr hohen Abgastemperaturen lohnend sein wird (vielleicht erst bei 1000° und mehr), da Essenzug nicht genügt, sondern Saugzug angewendet werden muß. Es geschieht dies durch einen Windstrom, den ein Gebläse liefert.

Über Vermeidung zu hoher Abgastemperaturen ist S. 348 das nötige gesagt.

Abgesehen von solchen Dampfkesselanlagen kommt künstlicher Saugzug wohl nicht in Frage, weil er zu teuer ist; es müßte denn ein sehr schlechter Baugrund oder sonst ein Zwang bestehen [5]). Eine solche

---

1) Vgl. darüber Schreiber, Stahl und Eisen, 1913, S. 45.

2) Stahl und Eisen, 1913, S. 1863.

3) Vgl. Pfoser, Stahl und Eisen, 1912, S. 405, auch Peter, Stahl und Eisen, 1912, S. 945 (nur lohnend bei sehr hohen Kohlenpreisen).

4) Vgl. Schreiber, Stahl und Eisen, 1913, S. 45 und 107. Hier werden Betriebsergebnisse und Geldwerte genannt.

5) Seine Anwendung ist allerdings sehr alt. Vgl. Odelstjerna, Stahl und Eisen, 1884. S. 153 und 1894, S. 702. Auch Springorum erwähnt sie in seinem Vortrag, Stahl und Eisen, 1897, S. 396.

Anwendung ist Iron Age 1912, S. 709 beschrieben. Ein Schornstein war umgestürzt. Als Notbehelf wurde ein Exhaustor innerhalb 2 Tagen aufgestellt und künstlicher Zug geschaffen. 25 PS bei einem 20 t-Ofen.

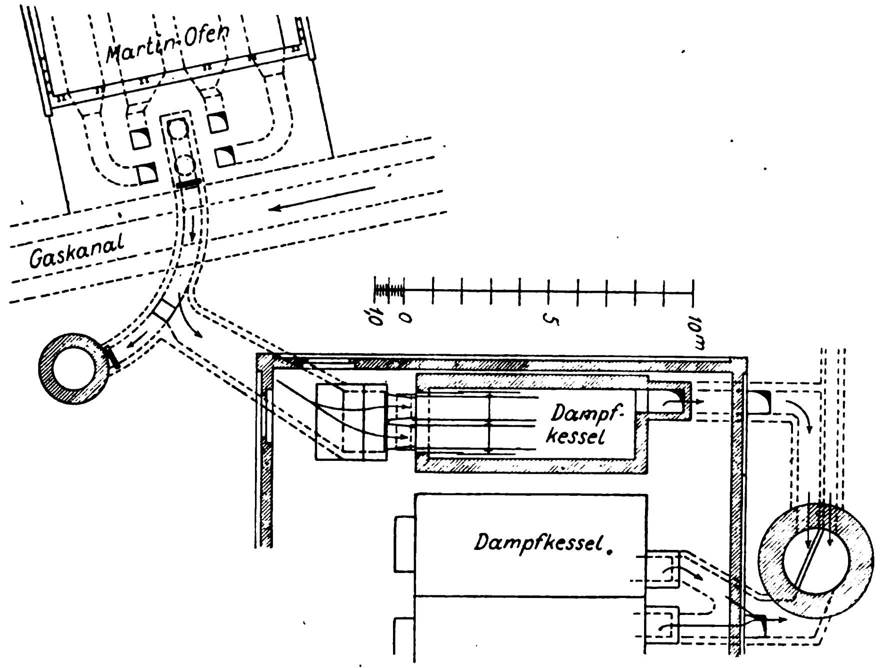


Abb. 248. Abhitzeverwertung bei einem Martinofen in Phönix-Ruhrort zur Dampferzeugung. Dabei muß aber Saugzug in Wirkung treten (vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 47).

Die Verankerung.

Sie wird durch Ankerrahmen, Ankersäulen und Anker gebildet, zwischen denen beim Ofenkörper Blech- oder meist Gußplatten die Versteifung übernehmen. Die Verankerung des Ofens und der Kammern bedingt Unterschiede, weil bei letzteren die Plattenbekleidung wegfällt.

Die Platten fertigt man heute meist aus Stahlguß und läßt Öffnungen in ihrer Mitte frei, um das Ofenmauerwerk beobachten und ausbessern zu können.

Den Unterbau des Ofens teilt man meist, um jede Hälfte für sich zu verankern.

Die Anker dürfen nicht heiß werden. Geschieht dies, so verwandelt sich das Eisen in Berührung mit der Luft oder Feuergasen in Fe_3O_4.



Abb. 249. Außenansicht eines Martinofens von 60 t Fassungsvermögen (Büro Widekind in Düsseldorf).

Man darf deshalb die Anker nicht in das Mauerwerk einbetten, sondern muß sie freiliegend unter Anwendung der Luftkühlung hindurchführen.

Besondere Sorgfalt bedarf die Anordnung der Bodenplatten. Sie dürfen nicht verschraubt werden. Man wendet auch in Hinblick auf die Wärmeausdehnung eine eigenartige Falzverbindung an. (Abb. 250 u. 251.)

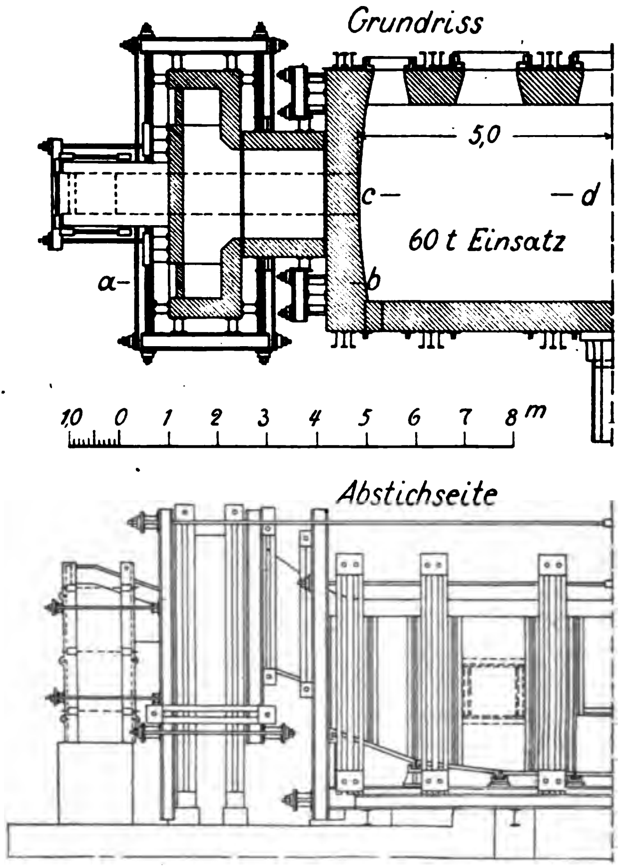


Abb. 250. Verankerung und Kopf des durch Abb. 234 dargestellten Martinofens für 60 t Fassungsvermögen.

Man ist im Laufe der Zeit immer mehr zur Überzeugung gelangt, daß bei der Stärkebemessung der Ankersäulen und Platten nicht gespart werden darf. Eisenbahnschienen wendet man nur bei sehr kleinen Öfen an, sonst verstärkte I und Kastenquerschnitte. Die langen Anker der Kammern müssen ein oder mehrere Auflagen in der Mitte erhalten. Vielfach mauert man starke, miteinander durch Laschennietung verbundene genietete [Träger in das Außenmauerwerk ein.

Der Verfasser traf in den Vereinigten Staaten fast durchweg eine starre Fachwerksverankerung an, bei der schiffsspantengleiche Rahmen durch Längsträger und Blechstreifen starr verbunden waren. Das Ofengewölbe ruhte auf angenieteten ⦣-Eisen und blieb in seiner Stellung, auch wenn das übrige Mauerwerk entfernt wurde[1]).

Eine solche Verankerung hat sich in Deutschland, abgesehen von kippbaren Öfen, nicht eingebürgert. Man bevorzugt hier Rundeisenanker, um die Schrauben beim Anwärmen des Ofens lockern zu können.

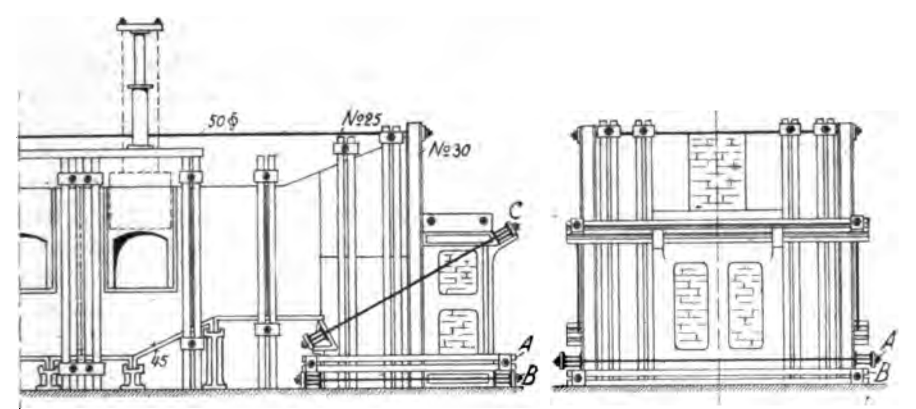


Abb. 251. Verankerung des Martinofens. Man unterscheidet 1. die Bodenplattenverankerung mit Hilfe von Falzfugen, da eine andere Verbindung der Bodenplatten bei den wechselnden Temperaturen unmöglich ist. 2. Die Querverankerung des Ofens durch senkrecht gestellte Träger und nachziehbare Rundeisenanker, oben und unten. 3. Die Längsverankerung des Ofens, die in gleicher Weise ausgeführt wird, nur verhindert das Kopfmauerwerk das Hindurchführen des Ankers unter den Bodenplatten. Man hilft sich durch Legen von 2 Rahmen *A* und *B*. Ein Rahmen *C* ist hier angeordnet, um das Kopfende des erkerartig ausspringenden Gaszuges zu fassen. 4. Die Verankerung des Unterbaues geschieht nach denselben Grundsätzen. Hier kann man die langen Längsanker im Außenmauerwerk in geeigneter Weise stützen. Skizze aus den Übungen im Entwerfen des Verfassers.

Türrahmen und Türen.

Besondere Beachtung muß man den Platten schenken, welche die Türrahmen und Türen und ihre Hebevorrichtung aufnehmen sollen. Man macht sie sehr kräftig. Die Türrahmen stellt man aus Stahlformguß, am besten als wassergekühlte Hohlgußkörper her. Man hat vielfach auch wassergekühlte geschweißte Blechkörper eingeführt. (Abb. 252.)

Die Türen selbst werden durch Flacheisenrahmen oder Stahlformgußkörper (vielfach mit Mittelstegen), die mit Steinen lose ausgesetzt werden, gebildet. Regelrecht ausgemauerte Türkörper haben sich nicht bewährt, auch nicht wassergekühlte Blech- oder Bronzetürkörper[2]).

[1]) Vgl. Osann, Martinöfen in Duquesne, Stahl und Eisen, 1905, S. 527.

[2]) Stahl und Eisen, 1893, S. 184. Auch genietete Blechkörper darf man nicht anwenden.

Das Heben der Türen geschieht durch Hebel und Kette. Bei großen Öfen versagt aber dies Verfahren. Man muß Hubzylinder unmittelbar über die Türen setzen oder, was in Deutschland üblich ist, Kettenzüge zu seitwärts aufgestellten Wasserdruck- oder besser noch Luftdruckzylindern führen, so daß alle Türen von einem Punkt aus gehoben und gesenkt werden.

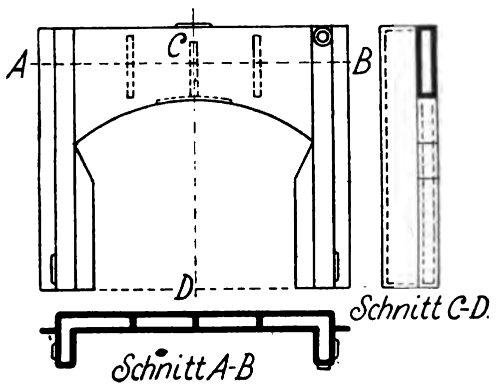


Abb. 252. Wassergekühlter Türrahmen eines Martinofens. Material hier = Bronze. Vgl. Stahl und Eisen, 1893, S. 185.

Bei sehr großen Öfen kann man auch einen Laufkran zur Bedienung der Türen anwenden, muß dann aber die Vorderwand des Ofens schrägstellen, damit die Türen angelehnt werden können.

Kippbare Martinöfen.

Als Vorläufer können die Pernotofen angesehen werden (Abb. 253). Man konnte auf diese Weise den Ofen entleeren und füllen, ohne das Stickloch öffnen und schließen zu müssen. Sie wurden allerdings in der Erwägung angewandt, daß eine mechanisch angeregte Vermischung unerläßlich sei. Daß die hohe Temperatur eine solche Einwirkung überflüssig macht, und das Frischen ohne sie schnell vor sich geht, wurde erst später erkannt[1]) (vgl. S. 45).

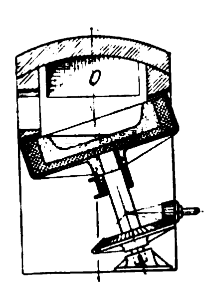


Abb. 253. Pernots Drehschüsselofen, als Puddelofen gebraucht und auch als Martinofen in den Vereinigt. Staaten, wo man früher glaubte, daß die Drehbewegung unerläßlich sei, um genügende Frischwirkung zu haben. Durch O treten die Feuergase ein und ziehen über das Eisenbad wie in einem gewöhnlichen Puddelofen.

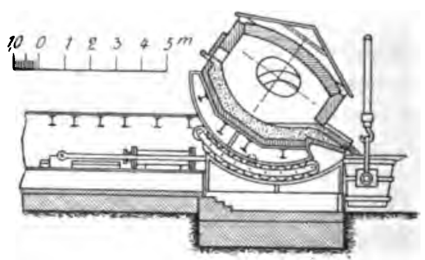


Abb. 254. Kippbarer Martinofen von Campbel (vgl. Stahl und Eisen, 1899, S. 537.

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1884, S. 153/212 (Reisebericht Odelstjerna), ebenda, 1884, S. 657 (Riley, Skotlandwerke), auch 1887, S. 193. Campbell berichtet, daß sie veraltet, aber noch stellenweise vorhanden seien. Stahl und Eisen, 1891, S. 97 und 1893, S. 184.

In der Folgezeit entwarf Schmidhammer 1888 einen Trommelofen, der wie ein Rollfaß beschickt und entleert wurde[1]). Er bezeichnete die Möglichkeit, die Schlacke für sich abzugießen und den Ofen leicht mit flüssigem Einsatz beschicken zu können, als Vorteil. Auch die Gefahr eines Stichlochdurchbruchs wurde vermieden. Man brauchte dies garnicht zu schließen.

Die Ausführung ist damals unterblieben. Der erste Kippofen wurde 1892 von Aiken, Wood und Campbell für 15 t Einsatz konstruiert und bei der Pennsylvania Steel Co. in Betrieb gesetzt[2]), dann folgten weitere Ausführungen. Man ging auch zur basischen Auskleidung über.

1899 wurden 9 Kippöfen in Steelton (4,5—45 t)
6 » » South Chicago (27 und 45 t),
10 » » Ensley (50 t)
gezählt[3]).

Später kamen noch einige Öfen in Amerika und England hinzu, man ging auch bis 75, ja sogar bis 200 t[4]), aber dann stockte die Weiterverbreitung im Zusammenhang mit den hohen Anlagekosten. Als der Verfasser 1905 in Amerika war, hatte er aus der Literatur den Eindruck gewonnen, daß die feststehenden Öfen veraltet seien und stieß im Gegensatz dazu nur auf einen einzigen Kippofen.

Später trat ein Umschwung ein und zwar geschah dies infolge der Anwendung neuer Frischverfahren in Deutschland. Es erschien der Vorfrischmischer, der, im Grunde genommen, weiter nichts als ein kippbarer Martinofen ist, und etwas später gingen mehrere Werke zum Abkippen der Schlacke über. Vor allem wurde das nahezu vergessene Talbotverfahren wieder hervorgesucht und in verbesserter Form in Wittkowitz eingeführt.

Bei allen diesen Verfahren kam die Überlegenheit des Kippofens zur vollen Geltung und lohnte das hohe Anlagekapital dadurch, daß man unmittelbar vom Hochofen zugeführte Roheiseneinsätze, auch bei fehlendem oder sehr geringem Schrottzusatz verarbeiten konnte.

Sehr bald nach der Einführung der Kippöfen bildeten sich zwei Formen heraus, die unter dem Namen »Campbell und Wellman« bekannt wurden. Der Unterschied liegt darin, daß Wellman eine geradlinige Bahn, Campbell eine gekrümmte anwendet. Bei ersterer rollt der Ofenkörper wie ein Rad ab, bei letzterer führt er eine Drehbewegung aus. Bei den neuen Ausführungen ist die Anordnung von

---

1) Stahl und Eisen, 1888, S. 369.

2) Stahl und Eisen, 1892, S. 1028.

3) Stahl und Eisen, 1899, S. 536, auch macht Springorum, ebenda, 1897, S. 396 einige Angaben.

4) U. a. Wellmanöfen, Stahl und Eisen, 1895, S. 797, Talbotöfen, ebenda, 1902, S. 713, Kippöfen für Stahlformguß, ebenda, 1904, S. 574.

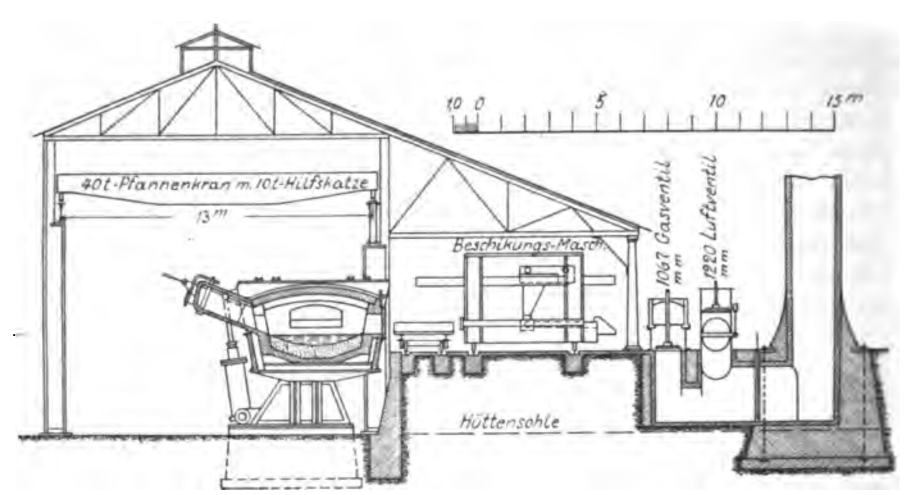


Abb. 255. Kippbarer Martinofen von Wellman. Die Gießpfanne ist an die Abstichöffnung angeheftet. Vor dem Ofen steht eine Wellmannsche Beschickungsmaschine, damals bereits elektrisch betrieben. (Vgl. Stahl und Eisen, 1899, S. 538.)

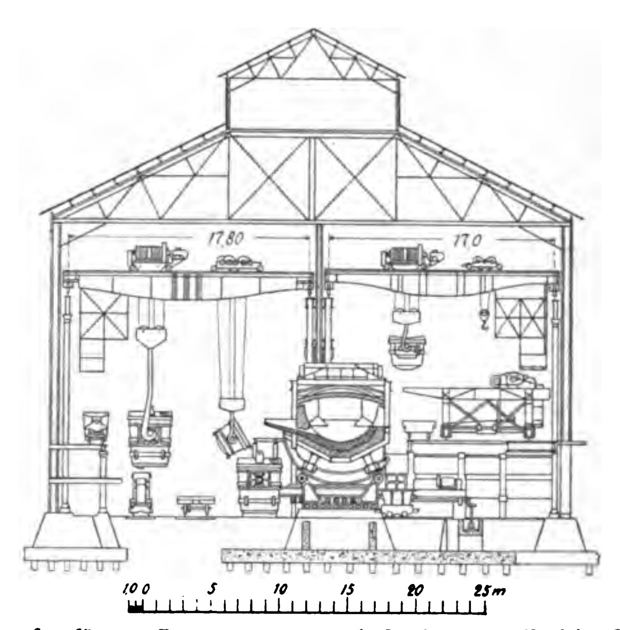


Abb. 256. Kippofen für 100 t Fassungsvermögen in Lackawanna (Vereinigte Staaten). Ganze Spannweite der Halle = 37,8 m. Der Kran über dem Ofen trägt 75 t + 25 t (Hilfskatze), der über der Gießhalle 165 t + 35 t (Hilfskatze). Das flüssige vorgefrischte Einsatzgut wird mit Pfannen von 25 t Fassung eingegossen. Die Stahlpfanne faßt 95—100 t Stahl. Das flüssige Spiegeleisen wird mit Pfannen von 18 t Inhalt in die Stahlpfanne gebracht. Monatliche Erzeugung = 20000 bis 22000 t. Herd = 12,2 × 3,96 m Türenabmessungen: 610 × 710, 915 × 1065. 760 × 890. 915 × 1065, 610 × 710. Die Fachwerke in den Kammern enthalten 87,3 cbm für Gas und 153 cbm für Luft. Die Esse hat einen Durchmesser von 2,13 m bei 54 m Höhe. Gasventil = 915 ⌀. Luftventil = 1220 ⌀.

Campbell bevorzugt; wahrscheinlich, weil die Ofenachse auch beim Kippen in der Achse der Einströmungsöffnungen bleibt[1]). Der Vorteil des Wellmanofens, daß die Ausgußrinne durch eine angeheftete Stopfenpfanne ersetzt wird, scheint nicht durchschlagende Wirkung gehabt zu haben. (Abb. 255.)

Die Kippbewegung geschieht durch eine Pleuelstange, die früher hydraulisch, heute meist durch eine elektrisch getriebene Mutter auf einer Schraubenspindel bewegt wird.

Der Raum unter dem Ofen muß frei sein; man muß die Kammern also hinter den Köpfen anordnen.

Die Verankerung muß ganz anders wie bei einem feststehenden Ofen erfolgen, entweder im Sinne der oben S. 377 beschriebenen starren Fachwerksverankerung oder eines Rollfaßes; d. h. es wird ein zylindrischer Blechkörper gebildet, der zwei außerordentlich kräftige Ringe erhält, deren Fläche auf einer Rollenbahn abläuft.

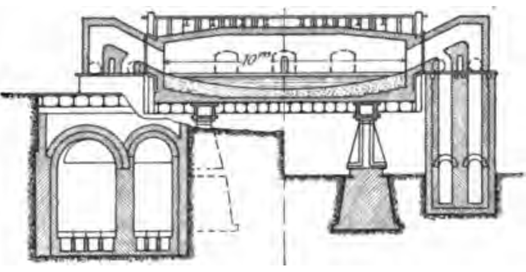


Abb. 257. Wellmanofen (wie in Abb. 255). Man erkennt die zurückfahrbaren Köpfe.

Da wo die Endflächen der Köpfe den Ofenkörper berühren, müssen beiderseitig wassergekühlte Stahlgußkörper eingesetzt werden.

Um das Kippen zu ermöglichen, müssen die Köpfe hydraulisch zurückgefahren werden, wobei eine Sanddichtung beim Anschluß an die senkrechten Züge in Wirkung tritt[2]).

Man ist in Wittkowitz beim Vorfrischmischer bis zu 300 t, beim Kippofen bis zu 200 t Fassungsvermögen gelangt. Die Abbildungen 306 lassen diese Anordnungen erkennen.

Mehrherdige Öfen.

Teilt man den Herd durch eine Brücke, senkrecht zur Längsachse, so kann man in jedem Herdteil unabhängig von einander arbeiten, verschiedene Qualität herstellen und auch die Bedienungsmannschaft besser ausnutzen. Man kann auf diese Weise auch die Vorteile der großen Öfen auf kleinere Einsatzmengen übertragen. Der Vorschlag

[1]) Eine Anordnung von Lamberts, der die Kippöfen auch für Stahlformguß (8—15 t) im Hinblick auf die bequeme Entleerung einführen will, legt die Ofenachse in die Verlängerung der Gaseinströmungen. Der Anschluß an die Lufteinströmungen wird durch Sanddichtung aufrecht erhalten. Stahl und Eisen, 1914, S. 677.

[2]) Bei den Talbotöfen in Wittkowitz hat man allerdings auf dies Zurückfahren verzichtet.

ist mehrfach gemacht[1]), scheint aber bisher nicht verwirklicht zu sein. Die eine Schmelze beeinflußt die andere; man ist nicht unabhängig genug.

Ist man darauf angewiesen, in einem und demselben Ofen verschiedene Qualitäten in kleineren Mengen herzustellen, so leistet der Kippofen vorzügliche Dienste.

Martinöfen mit vereinfachter Heizung.

Rekuperativfeuerung ist nicht anwendbar. Versuche, sie einzuführen, haben mit einem Mißerfolg geendet z. B. in Wittkowitz mit Öfen, die mit Wärmespeichern System Pietzka ausgerüstet waren[2]). Rein theoretisch betrachtet wäre die letztgenannte Feuerung die beste; denn sie ermöglicht eine gute Ausnutzung der Essengaswärme, die fast immer beim Martinofen zu wünschen übrig läßt. Demgegenüber besteht die Tatsache, daß sie nicht die genügende Temperatur liefert, auch bieten so große Abhitzewärmespeicher praktische Schwierigkeiten.

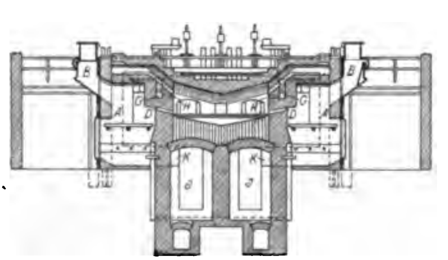


Abb. 258. Martinofen von Boßhardt für geringes Fassungsvermögen. Der Ofen ist für Stahlformguß konstruiert und geht sehr heiß, so daß man auch sehr weiche Qualitäten (Dehnung bis 32%, C-Gehalt unter 0,1%) anstandslos herstellen kann. Er besitzt umsteuerbare Luftkammern und läßt das Gas mit seiner vollen Gaserzeugerhitze eintreten. Eigenartig sind die im Wechselbetriebe wirkenden Gaserzeuger an beiden Kopfseiten und die Gasschlitze *D*, die unmittelbar in den Ofenraum führen, während der Hauptteil der Gase durch *G* und *H* in den Ofen tritt. Die Kanäle *D* sollen eine schnelle Zündung des Gases bewirken. Der Ofen ist basisch zugestellt, um ihn für Qualitätsguß benutzen zu können. Vgl. Stahl und Eisen, 1918, S. 399.

Eine Vereinfachung bietet der u. a. von Friedrich Siemens gemachte Vorschlag, die Gaskammern fehlen zu lassen und den Gaserzeuger so nahe zu legen, daß die Gase die volle Gichttemperatur des Gaserzeugers mitbringen. Bei Wärmöfen hat sich dies gut bewährt und wird auch heute noch ausgeführt, bei Martinöfen ist die erzielte Temperatur unzureichend — es mag vielleicht wenig fehlen, aber dies genügt, um ihre Anwendung auszuschließen, obwohl die Anlagekosten um 30—50% niedriger wären[3]). Versuche in dieser Richtung sind in Wittkowitz trotz einer hohen Gaseinströmungstemperatur fehlgeschlagen[4]).

[1]) Z. B. von Dietrich, auch Brisker, der diesen Ofen überdies nach den Stirnseiten zu durch Kippen entleeren will. Stahl und Eisen, 1909, S. 1440. Auch Blairs Entwurf für das Duplexverfahren in Lackawanna, Stahl und Eisen 1908, S. 277 zeigt solche Anordnung.

[2]) Von dem Rekuperativofen von Radcliffe, Stahl und Eisen, 1887, S. 600, ist nichts wieder verlautet.

[3]) Vgl. Odelstjerna, Stahl und Eisen, 1884, S. 153 und 212. Versuche in Wittkowitz. Keine Gaskammern. Gastemperatur = 500°.

[4]) Stahl und Eisen, 1894, S. 552.

Daß man mit der Lufterwärmung allein nicht auskommt, auch wenn man die Luftkammern sehr groß macht, befremdet auf den ersten Blick. Man muß aber bedenken, daß die Vergrößerung der Kammer da ihre Grenze findet, wo die Strömungsgeschwindigkeit infolge der Reibung der Luft zu gering wird (vgl. S. 362).

Um die Abhitzeverwertung durchzuführen, könnte man die heißen Gase durch Wärmespeicher oder Rekuperatoren außerhalb des Ofens führen, um die Luft für andere Betriebe, vor allem für Wärmöfen vorzuwärmen, aber dieser Weg ist praktisch mit Schwierigkeiten verknüpft.

Der Mauerkörper des Martinofens.

Der Leser sei hier auf S. 331 u. f. verwiesen. Es soll hier nur einiges über die Abgrenzung der Baustoffe gegeneinander eingefügt werden (Abb. 259a, 261 u. 262).

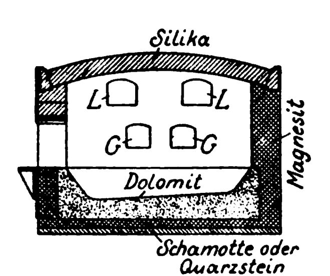


Abb. 259a. Schematische Darstellung eines Querschnittes durch einen basischen Martinofen. L = Lufteinströmung, G = Gaseinströmung.

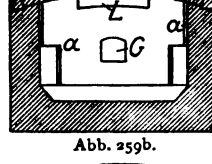


Abb. 259b.

Abb. 259c.

Abb. 259b und c. Schematische Darstellung der Dehnungsschlitze a im Kopf eines Martinofens. L=Lufteintritt, G=Gaseintritt.

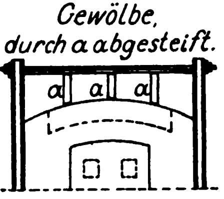
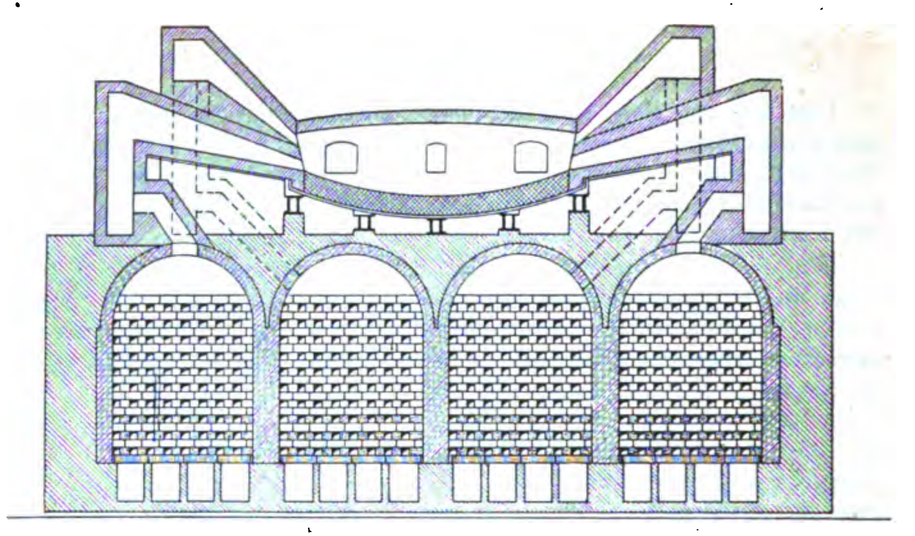


Abb. 260. Abstützen des Gewölbes gegen die Anker durch die Streben a.

Beim sauren Martinofen haben wir es nur mit Silikasteinen beim Aufbau des eigentlichen Ofens zu tun. Die früher namentlich in Oberschlesien angewendeten hochtonerdehaltigen Schamottsteine sind den Silikasteinen an dieser Stelle in Bezug auf Haltbarkeit weit unterlegen. Von dem Einstampfen des Herdes war S. 332 die Rede.

Beim basischen Ofen verfährt man heute in folgender Weise: Man legt auf die eisernen Herdplatten 1—2 Lagen Silika- oder Quarzschamottsteine (am besten mit Falzen, Abb. 259a), darauf kommt der Unterbau aus Magnesitsteinen, der die Unterlage des Herdes, die Seitenwände bis zur Unterkante der Türöffnungen und in den Köpfen noch die Sohle der Gaszüge bildet. In diesen muldenförmigen Mauerkörper wird der Stampf- oder besser Sinterherd[1]) aus Dolomit später eingebracht;

[1]) Lagen aus weißem Dolomitklein, 3 cm stark, mit nußgroßen Martinschlackestücken (15%) bedeckt. 3 Tage langsam einschmelzen. Am Schluße reine Schlacke. Starke Hitze halten.



: Silica. : Quarzsteine. : Schamotte IIª.
: Dinas. : Schamotte Iª. : Herd.

Abb. 261. **Martinofen.** Kennzeichnung der verschiedenen feuerfesten Baustoffe. Nach einem Druckblatt der Firma **Martin und Pagenstecher** in Mühlheim a. d. Ruhr, Fabrik feuerfester Steine.]

Silika
Silika
Dolomit
Magnesit
Quarzsteine
Dinas
Dinas
Quarzsteine
Backstein
Schamotte
Schamotte

Abb. 262. **Martinofen nach einem Entwurf von Maerz,** gebaut von den Bunzlauer Werken **Lengersdorff & Co.** Die verschiedenen Steingattungen sind gekennzeichnet.

zunächst aber werden die Seitenwände und die Köpfe aus Silikasteinen auf ihm aufgemauert. Nur der nach innen gekehrte Teil der Rückwand

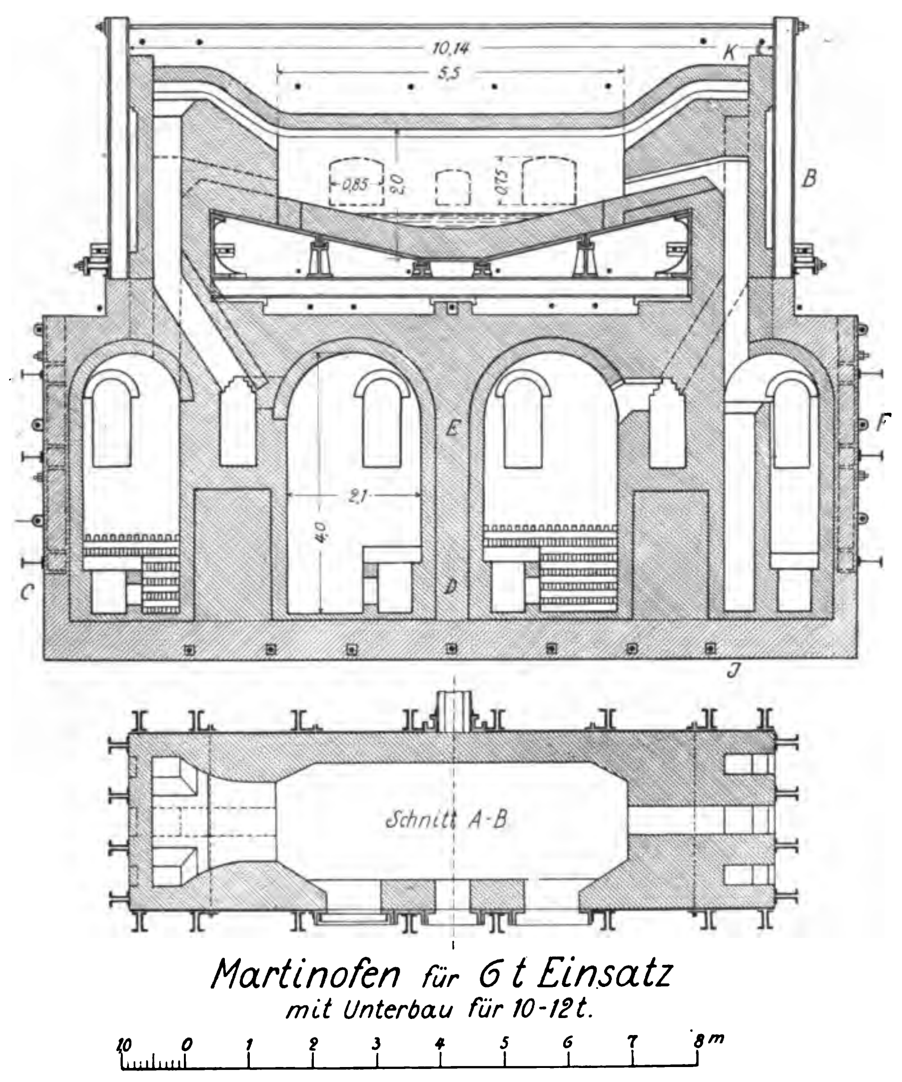


Abb. 263. Martinofen für Stahlformguß, nach einem Entwurfe des Büros Widekind in Düsseldorf. Eigenartig ist die Einführung der Kanäle in die Kammern und die Schlackenkästen in den Gaskammern (rechts).

besteht aus gepreßtem oder gestampftem Dolomit, vor Magnesitsteinen aufgemauert. Der Stichlochkanal wird gleichfalls aus Magnesitsteinen gebildet.

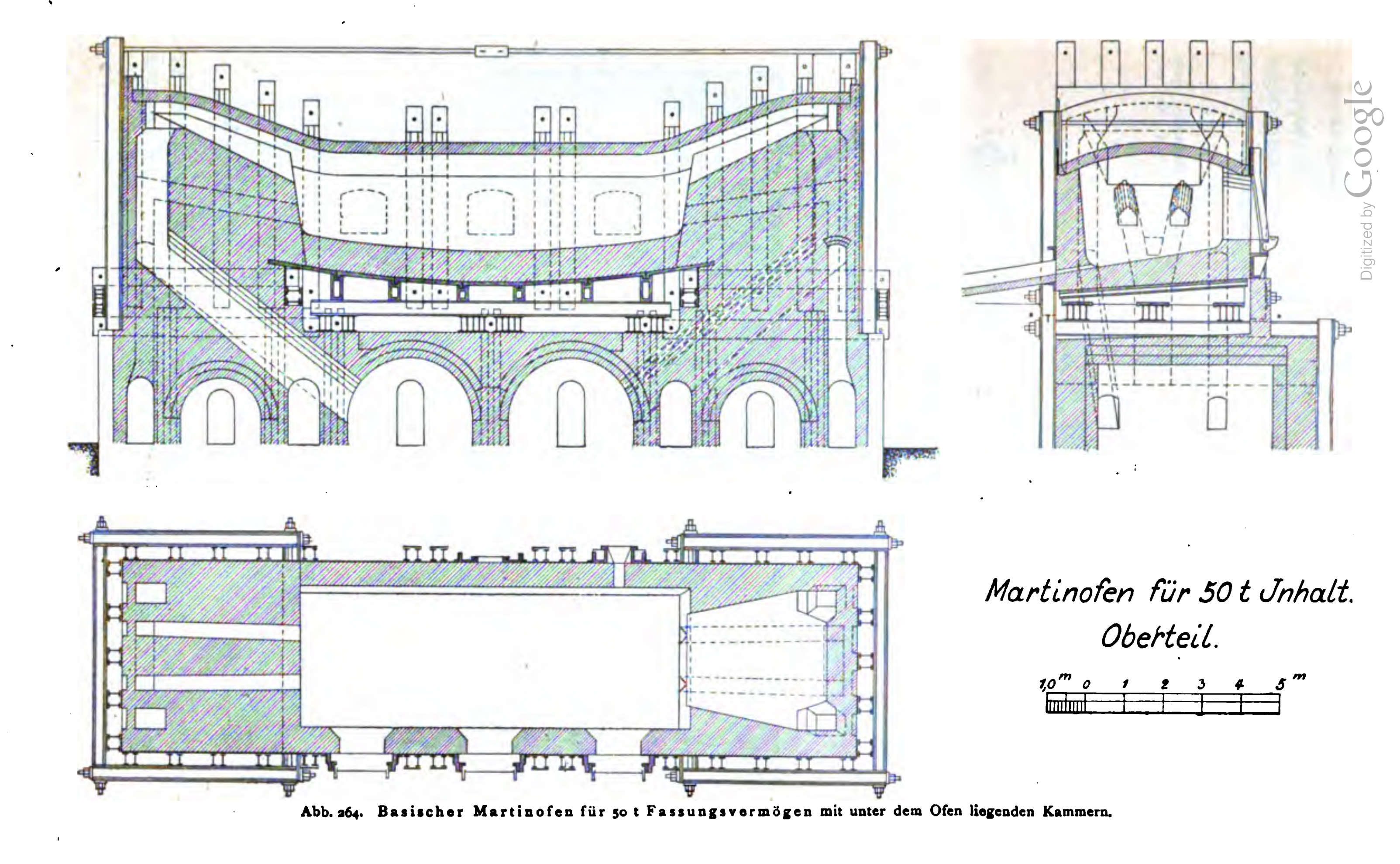


Abb. 264. Basischer Martinofen für 50 t Fassungsvermögen mit unter dem Ofen liegenden Kammern.

Ein Versuch, die basischen Steine auch für die Köpfe anzuwenden, hat keinen durchschlagenden Erfolg gehabt, auch wenn man Magnesit aus Euböa statt des steirischen anwandte[1]).

Das Einschalten einer dünnen Schicht von Teerchromit zwischen Magnesit und Silikasteinen fand der Verfasser nur auf einem einzigen deutschen Werke.

Auf die Seitenwände wird das Gewölbe aufgelegt (nicht zwischen ihnen eingespannt).

Um dem Wachsen der Steine Rechnung zu tragen, spart man in den Köpfen und bisweilen auch in den Seitenwänden Dehnungsschlitze (30 m/m) aus, indem man eine Verzahmung anwendet, damit die Fugen nicht durch die ganze Mauerstärke hindurchgehen (Abb. 259). Auch beim Gewölbe fand der Verfasser einmal solche Schlitze. Wenn solche Dehnungsschlitze richtig bemessen sind, müssen sie sich beim Heißwerden des Mauerwerks schließen.

Auf einigen Werken hat man mit Erfolg das Gewölbe gegen die Anker abgestützt, um ein Emporwölben zu verhüten; auf anderen Werken geschieht dies nur während des Anheizens (Abb. 260).

Über die Auswahl der Steine beim Aufbau der Kammerwände und ihres Umfassungsmauerwerks, auch über die Kammersteine selbst geben Abb. 261 und 262 Auskunft.

Es versteht sich von selbst, daß mit aller Sorgfalt und mit möglichst engen Fugen und dünnem Mörtel gemauert werden muß. Ein Abschleifen der Steine wie beim Hochofen ist nicht nötig.

Man wendet durchweg kleine Steinformate an, abgesehen von den Formsteinen des Kammergewölbes und den sogenannten Brückensteinen der Kammer. Die letzteren stellt man als hochtonerdehaltige Schamottsteine her, weil sie stark auf Bruchfestigkeit beansprucht werden und gibt ihnen Raum für die Ausdehnung.

Im übrigen geben die Abbildungen die nötigen Angaben.

Eine Ofenreparatur, bei der die Kammersteine, die Seitenwände, das Gewölbe, die Tür- und Hinterwand ausgewechselt wird (den Herdkörper kann man meist stehen lassen), dauert etwa 1 Woche, mit Anheizen des Ofens etwa 10—11 Tage. Man schützt den Herd durch eingetragenen Kalkstaub, damit er nicht mit herabfallendem Mörtel in Berührung kommt.

Über Flickarbeiten im Betriebe siehe S. 422.

Beschickungsmaschinen.

Das Bedürfnis nach solchen machte sich bald bemerkbar; denn das Einsetzen von Hand ist eine sehr schwere, viel Lohn und Zeit erfordernde Arbeit, die sich bei großen Martinöfen überhaupt nicht mehr durchführen läßt.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 1677.

Es ist sicher kein Zufall, daß man erst, nachdem die Konstruktion solcher Maschinen mit vollem Erfolg durchgeführt war, was erst nach Einführung des elektrischen Antriebs geschehen konnte, in Deutschland größere Einsatzmengen (etwa über 20 t) anzuwenden wagte.

Die Anfänge der Anwendung gehen in das Jahr 1887 zurück. Damals konstruierte Wellman eine solche Maschine und führte sie 1891 mit hydraulischen Zylindern, am Laufkran hängend aus[1]). Diese Maschinen waren sehr unvollkommen.



Abb. 265. Beschickungsmaschine für Martinöfen von Lauchhammer, Stahl und Eisen, 1897, S. 713.

In Deutschland konstruierte man Ende der neunziger Jahre einfache am Laufkran hängende Vorrichtungen. Die Mulde wurde von Hand in den Ofen geschoben, entleert und wieder zurückgefahren[2]).

Solche einfache Vorrichtungen haben sich bis auf den heutigen Tag bei kleinen Öfen mit gutem Erfolg behauptet.

1895 baute Lauchhammer seine erste, auf einem Wagen aufgebaute, elektrisch angetriebene Beschickungsmaschine, die in der Folgezeit immer weiter verbessert wurde[3]) (Abb. 265). 1903 wurde sie am Laufkran hängend, mit drehbarer Säule ausgeführt[4]) und hat in dieser Form ihre zeitgemäße

[1]) Stahl und Eisen, 1891, S. 306.

[2]) Stahl und Eisen, 1896, S. 14. (Schmidhammer) und ebenda 1897, S. 857 (Lentz).

[3]) Stahl und Eisen, 1895, S. 669 und ebenda 1895, S. 940 (Lauchhammer). Es werden 4 Elektromotore mit zusammen 30 PS genannt. Ebenda 1897, S. 708 (Lauchhammer). In 1 Min. 1 Mulde mit 1 t Erz oder Schrott und mehr als 1 t Roheisen. Mittlerer Arbeitsverbrauch für die 4 Bewegungen zusammen nur 10 PS.

Über die Elektromotoren, Stahl und Eisen 1897, S. 1042 (Union).

Über Verbesserungen ebenda 1900, S. 748.

[4]) Stahl und Eisen, 1903, S. 829.

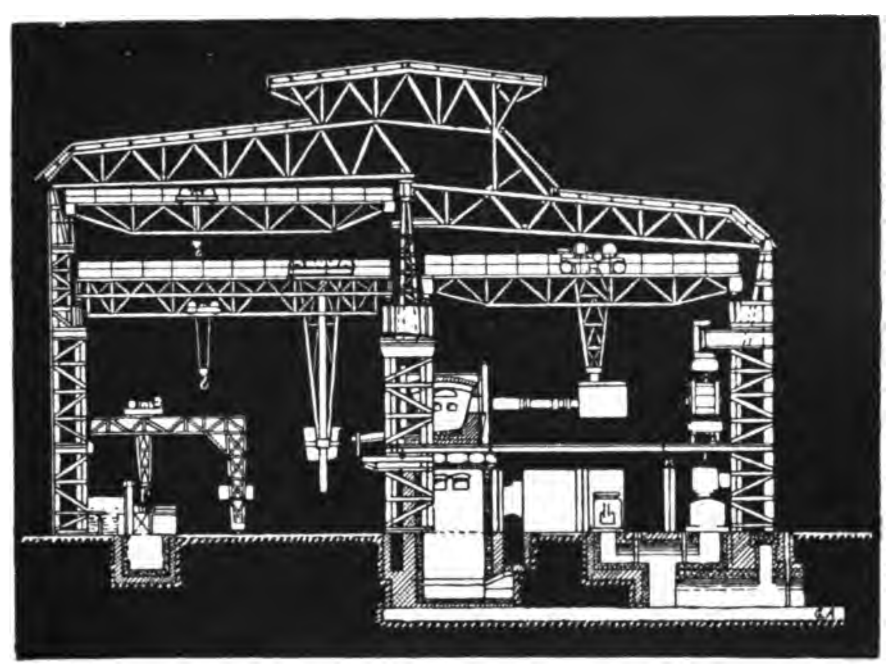


Abb. 266. Schnitt durch eine Martinofenhalle und Gießhalle. Nach einem Anzeigenbild der Firma Jucho in Dortmund (Eisenkonstruktion).

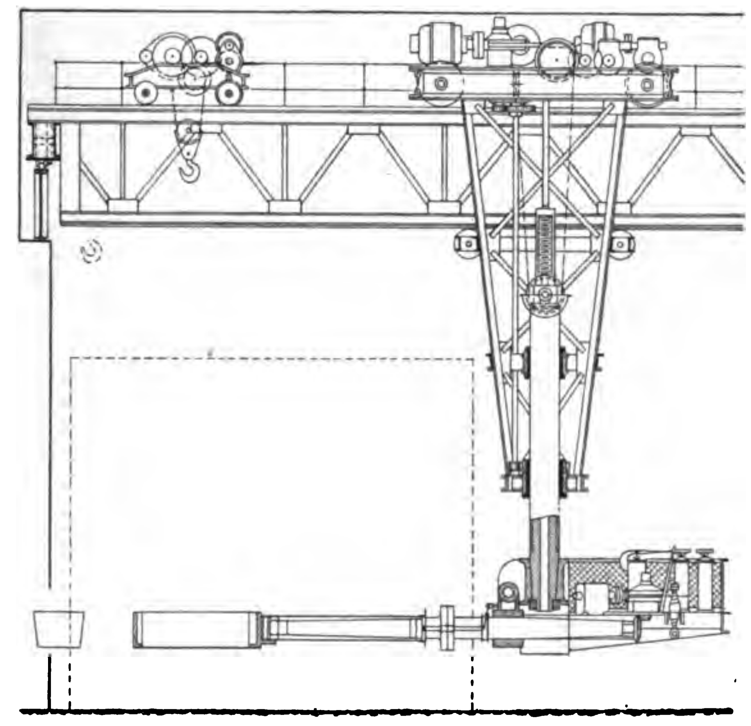


Abb. 267. Beschickungsmaschine für Martinöfen am Kran hängend nach Stahl und Eisen, 1907, S. 1036 (Duisburger Maschinenfabrik).

Gestalt erhalten, nachdem noch die Daelensche Kuppelung zwischen Schwengel und Mulde hinzugetreten war[1]). Die ziemlich umfangreiche Literatur ist hierunter gekennzeichnet[2]).

Das Bild, wie es heute besteht, ist folgendes: Der Beschickungskran führt 5 Bewegungen aus und besitzt für jede einen eigenen Elektromotor.

1. Kranfahren,
2. Fahren der Katze,
3. Drehen des Schwengels mit dem Führerstande um die senkrechte Achse,
4. Heben und Senken des Schwengels,
5. Umdrehen des Schwengels behufs Entleerung.

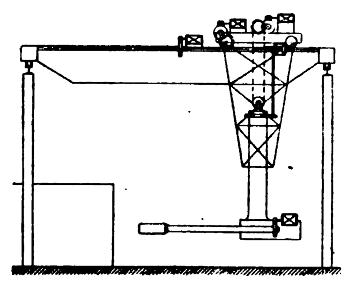


Abb. 268. Schematische Darstellung des Antriebs eines Beschickungskrans für Martinofen mit drehbarem und senkrecht auf- und abwärts beweglichem Schwengel. Vgl. Wintermeyer, Z. d. V. d. Ingenieure, 1917. S. 655.

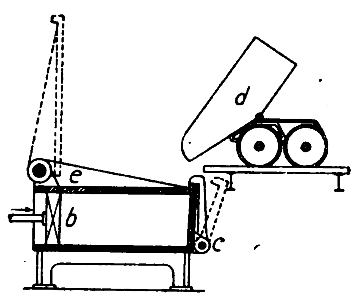


Abb. 269. Schematische Darstellung einer Schrottpacketierpresse liegender Anordnung. Der Kasten wird gefüllt, dann der Deckel geschlossen und dadurch schon ein Zusammendrücken ausgeübt. Dann geht der Stempel vor. Der Magnetkran hebt dann die Pakete heraus.

Die unter einem Kran, am besten einem Magnetkran[3]) gefüllten Beschickungsmulden werden durch Lokomotiven oder Seilzug auf schiefer Ebene, meist aber mit einem Laufkran auf die Beschickungsbühne befördert und stehen nebeneinander, fertig zum Einkuppeln des Schwengelendes. (Abb. 270 kennzeichnet einen Hebemagneten.)

Dies geschieht durch Heben des Endes, damit es von unten her einfassen kann. Dann folgt das Herumschwenken, so daß die Mulde, am Schwengel wie ein Löffel schwebend, zum Einfahren fertig vor der Ofentür steht. Dies erfolgt nach Öffnen der Tür; dabei wird die richtige Höhe durch Heben oder Senken des Schwengels gewahrt. Dann wird die Mulde entleert und die Laufkatze geht mit der leeren Mulde zurück, um das Spiel von neuem zu beginnen (Abb. 266—268).

[1]) Stahl und Eisen, 1903, S. 836.

[2]) Über Beschickungskrane, Stahl und Eisen, 1904, S. 1105, auch Vortrag von Stauber, Stahl und Eisen, 1907, S. 987 und 1908, S. 1094.

[3]) Stahl und Eisen, 1908, S. 469 (Lauchhammer) und 1908, S. 640 (Stuckenholz).

Eine solche Maschine vermag 3 mittlere Öfen zu bedienen. Eine weitere Verbesserung besteht in der Einführung der Schrottpacketierpressen,[1]) um sperrigen Schrott, der viel Raum einnimmt und zu großem Abbrand Veranlassung gibt, bequem einsetzen zu können (Abb. 269).

Die Beschickungsmulden fertigt man heute allgemein aus starkem Blech, die beiden Stirnwände aus Stahlformguß.

Vom Gießen war beim Konverter die Rede. Eigenartig ist nur das große Pfannengewicht, das bis zu 60 t (aber nicht darüber[2]) bei sehr großen Öfen besteht und sehr starke Kräne notwendig macht.

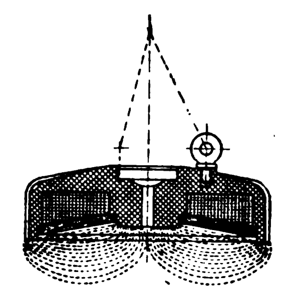


Abb. 270. Elektrohebemagnet (Lauchhammer) für Gleichstrom v. 110—500 Volt. Stromverbrauch z. B. = 6,6 Kw. Stromkosten für das Entladen eines mit Roheisen beladenen Eisenbahnwagens (15 t) bei 4 Pf. für 1 KWstunde 4—5 Pfg. In der Abbildung sind die Richtungen der Kraftlinien angedeutet, die bei Schrott usw. möglichst große Luftwege machen müssen.
Bei Nickel- u. Blechabfällen 800 kg für 1 Hub
» Lochputzen 980 » » 1 »
» Gußspänen 720 » » 1 »
Vgl. Stahl und Eisen 1908, S. 469.

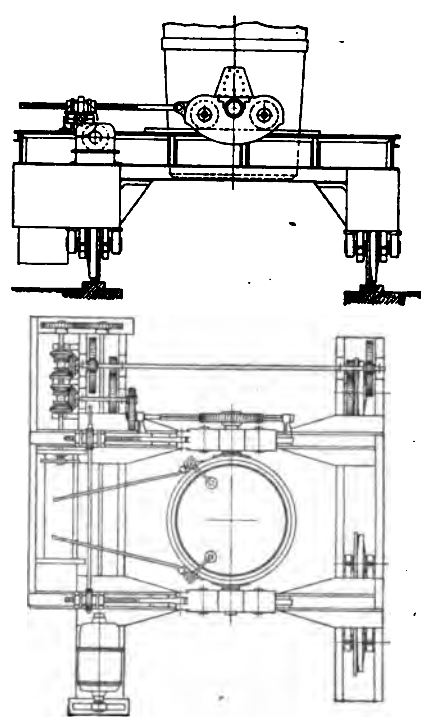


Abb. 271. Einfacher Gießwagen für einen Martinofen. Ein solcher Gießwagen hat keinen Ausleger und nur eine beschränkte Seitenbewegung; er ist deshalb im Gegensatz zum Laufkran an die Gießgrube gebunden.

Kleinere Martinöfen arbeiten auch mit Gießwagen sehr einfacher Form, wie sie Abb. 271 darstellt.

Die Gießhallenweite bemißt man auf 15—17 m. Die Martinofenhalle macht man etwas breiter. Neben der Gießhalle ordnet man eine Halle für Nebenarbeiten und Stapelplätze an (Vgl. auch Tafel VI—IX).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1718 (Demag). Ebenda 1914, S. 1743 (Lauchhammer).

[2]) In den Vereinigten Staaten geht man darüber hinaus (vgl. Abb. 256).

Die Säulenstellung wählt man so, daß die Öfen nicht zwischen, sondern hinter den Säulen stehen, so daß eine Verlängerung des Ofens ohne weiteres möglich ist.

Die Abb. und Grundrißpläne geben weitere Auskunft.

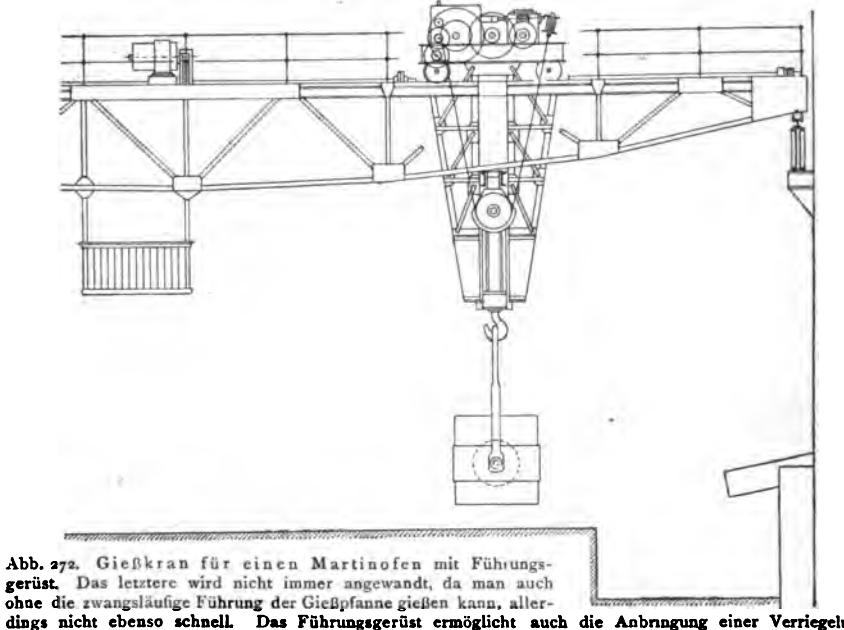


Abb. 272. Gießkran für einen Martinofen mit Führungsgerüst. Das letztere wird nicht immer angewandt, da man auch ohne die zwangsläufige Führung der Gießpfanne gießen kann, allerdings nicht ebenso schnell. Das Führungsgerüst ermöglicht auch die Anbringung einer Verriegelung für den Fall eines Seilbruchs (vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 997).

Erläuterung zur Tafel: Martinofenabmessungen.

Es sollen die Werte der einzelnen senkrechten Spalten gekennzeichnet werden:

Spalte 4 und 5 stellen Schmelzdauer und Kohlenverbrauch in % vom Fassungsvermögen dar.

Da wo Literaturangaben fehlen, ist die folgende Zahlentafel in Ermangelung zuverlässiger Angaben zugrunde gelegt.

Fasssungsvermögen	Schmelzdauer Stunden	Kohlenverbrauch vom Einsatz %
unter 2 t	4	75
2 — 5 »	4	50
5 — 7,5 »	4	40
7,5— 20 »	4,5	30
20 — 30 »	5	28
30 — 40 »	5,5	26
40 — 60 t	6	24
60 — 80 »	8	22
80 —100 »	10	20
über 100 »	11	18

	3	29	30	31	32	33	34	35
g	Fassungs-vermögen	…sungen Herdfläche	Herdfläche für 1 t	Gaseinströmungen Zahl	Gaseinströmungen △	Lufteinströmungen Zahl	Lufteinströmungen △	Essen-temperatur
	t	qm	qm		Grad		Grad	Grad
. . . .	1,5	2,9	2,0	2	—	2	—	—
. . . .	4,2	5,8	1,4	2	—	2	—	—
. . . .	5,0	7,0	1,4	2	—	1	—	—
. . . .	6,0	9,9	1,65	1	—	1	—	—
. . . .	15,0	6,8	1,12	2	15	1	30	450
. . . .	15,0	6,7	1,12	2	11	1	37	~750
. . . .	15,0	3,3	0,9	2	18	2	30	500
. . . .	18,0	7,9	1,0	2	14	2	37	445
. . . .	20,0	3,2	1,16	2	18	2	30	600
. . . .	20,0	0,0	1,00	2	17	1	38	500
. . . .	22,0	8,6	0,84	2	15	1	30	290
. . . .	22,0	2,1	1,00	2	18	1	38	500
. . . .	25,0	—	—	2	14	1	35	550
	25,0	2,1	1,13	2	8	1	17	500
. . . .	25,0	0,8	0,83	2	15	1	20	760
. . . .	25,0	4,6	0,98	2	20	1	35	500
. . . .	25,0	3,7	0,95	2	13	1	31	—
. . . .	25,0	3,0	0,92	2	11	1	20	—
. . . .	30,0	8,2	0,94	2	12	1	32	—
. . . .	30,0	9,6	1,00	2	7	1	22	—
. . . .	32,0	3,5	0,89	1	17	1	25	—
. . . .	33,0	3,7	0,87	2	10	1	60	675
. . . .	32,0	5,5	0,80	—	—	—	—	615
. . . .	35,0	3,4	0,67	2	15	1	22	—
. . . .	35,0	9,1	0,83	2	16	1	26	—
. . . .	35,0	0,6	0,87	1	13	1	31	500
. . . .	40,0	9,6	0,74	2	10	1	13	650
. . . .	40,0	2,6	0,82	2	15	1	40	450
. . . .	42,0	2,4	0,77	1	15	1	32	700
. . . .	50,0	3,2	0,76	1	12	1	32	500
. . . .	50,0	5,0	0,70	2	9	1	24	400
. . . .	55,0	0,0	0,73	2	14	2	35	800
. . . .	50,0	3,0	0,66	2	18	1	28	700
. . . .	50,0	3,8	0,67	—	—	—	—	—
. . . .	56,0	3,0	0,68	1	17,5	2	35	—
. . . .	60,0	3,0	0,63	1	17,5	1	35	—
. . . .	63,0	,4	0,63	—	—	—	—	—
. . . .	60,0	,0	0,65	—	—	—	—	—
. . . .	66,0	,6	0,85	Ganzes Fassungsvermögen = 200 t				
. . . .	115,0	,0	0,36					
. 1112	130,0	,0	0,36	—	—	—	—	—
.	165,0	,0	0,36	—	—	—	—	—
. . . .	50,0		0,8	—	—	—	—	—
n, 1913, S. 1112	64,0		1,0	—	—	—	—	—
n, 1903, S. 564	50,0		—	—	—	—	—	—
1909, S. 1228	67,5		0,86	—	14,4	—	30,8	—
. . . .	75,0		0,57	—	—	—	—	—

enge,
S. 325
hat:
rbren-

F. v;

engen,

nmern
steht;

Raum
4 cbm
n glei-
ichtet.
dfrage

ist in

S. 345
. 352;
- und

35 t
35 »
35 »
40 »
40 »
42 »
42 »
50 »
55 »
50 »
50 »
56 »
60 »
63 »
60 »
00) »
15 »
30 »
65 »
50 »
64 »

50 »

5–70 »
75 »

I
sond
ohne
I

Abb. 2
gerüst
ohne
dings

Es
S
verm
I
lässig

Spalte 7—9. **Sekundliche Gasmenge, Luftmenge, Essengasmenge,** gemessen bei 0° und normalem Barometerstande, sind auf Grund der Berechnung S. 325 ermittelt, die für 1 kg Kohle, unter Berücksichtigung des Rostdurchfalls ergeben hat: 4,10 cbm trockene Gase, die bei einem Luftüberschuß von 10% mit 5,2 cbm Verbrennungsluft zu 8,5 cbm Essengas verbrennen.

Spalte 10—19. **Geschwindigkeiten.** Es ist im Sinne des Ausdrucks $Q = F . v$; $v = \frac{Q}{F}$ gerechnet, wobei Q die eben genannten sekundlichen Gas, Luft und Essengasmengen, F den freien Querschnitt und v die Geschwindigkeit bedeutet. Beim Fachwerk der Kammern (15 und 16) wurde angenommen, daß der Fachwerksraum zur Hälfte aus Steinen besteht; zur Hälfte also frei gelassen wird.

Spalte 20—22. **Zeit des Verweilens.** Wenn der Ofenraum d. h. der Raum zwischen Türschwellenebene und Gewölbe z. B. 40 cbm mißt und sekundlich 4 cbm Essengase entwickelt werden, so verweilen die Feuergase 10 Sekunden im Ofenraum. Im gleichen Sinne ist der freie Raum zwischen den Steinen des Fachwerks der Kammern betrachtet.

Spalte 23—26. **Steingewichte.** Es sind hier die auf Grund der Rundfrage mitgeteilten Gewichtszahlen verwertet.

Spalte 31—35. **Zahl und ∡ der Einströmungsöffnung.** Der Winkel ist in der Darstellung des **senkrechten** Schnittes gemessen.

Wegweiser zur Berechnung der Abmessungen von Martinöfen.

Der Leser sei auf die Tafel S. 392a hingewiesen. Von Herdabmessungen ist S. 345 die Rede, von denen des Ofenraums S. 348; Seitenwände, Türen, Gewölbe, Köpfe S. 352; von den Gas- und Luftzügen S. 354; von den Kammern S. 361; von den Gas-, Luft- und Essengaskanälen S. 369; von der Esse S. 372.

Zur Tafel Martinöfen.

Nr.	Werk	Einsatz
Nr. 1.	Malapane	1,5 t
» 2.	Concordiahütte	4,2 »
» 3.	Entwurf von Widekind	5 »
» 4.	Ebenso	6 »
» 5.	Hagen	15 »
» 6.	Annen	15 »
» 7.	Bergische Stahlindustrie	15 »
» 8.	Rheinische Metallindustrie Düsseldorf	18 »
» 9.	Rheinische Stahlwerke	20 »
» 10.	Düsseldorfer Eisen- u. Drahtindustrie	20 »
» 11.	Phönix Ruhrort	22 »
» 12.	Grillo-Funke in Schalke	22 »
» 13.	Niederrheinische Hütte	25 »
» 14.	Friedrichshütte Wehbach (Sieg)	25 »
» 15.	Westfälische Stahlwerke	25 »
» 16.	Hubertushütte	25 »
» 17.	Burbacher Hütte	25 »
» 18.	Gutehoffnungshütte	25 »
» 19.	Rote Erde	30 »
» 20.	Peine	30 »
» 21.	Großenbaum	32 »
» 22.	Peine	33 »
» 23.	Hösch	32 »
Nr. 24.	Rothe Erde	35 t
» 25.	Friedenshütte	35 »
» 26.	Huckingen	35 »
» 27.	Deutscher Kaiser	40 »
» 28.	Königshütte	40 »
» 29.	Julienhütte	42 »
» 30.	Geisweid	42 »
» 31.	Niederrheinische Hütte	50 »
» 32.	Thyssen in Mühlheim	55 »
» 33.	Georg-Marienhütte	50 »
» 34.	Duquesne	50 »
» 35.	Fester Ofen Wittkowitz	56 »
» 36.	Großenbaum	60 »
» 37.	Kippofen Wittkowitz	63 »
» 38.	Dillingen	60 »
» 39.	Talbot Wittkowitz	66 (200) »
» 40.	Amerikanische Öfen nach Stahl u. Eisen, 1913, S. 1112.	115 »
» 41.		130 »
» 42.		165 »
» 43.	Widekinds Büro	50 »
» 44.	Lackawanna	64 »
» 45.	Campbell, Stahl und Eisen, 1903, S. 564	50 »
» 46.	Indiana Steel Co. Stahl und Eisen 1909, S. 1228	65–70 »
» 47.	Hörde	75 »

36. Naturgas, Hochofengas, Koksofengas, flüssige Brennstoffe im Martinofenbetriebe.

Naturgas.

Naturgas tritt in Gemeinschaft mit Erdöl auf. In Pennsylvanien wird es im Sandstein erbohrt und strömt mit einem Druck von 7—14, ja sogar bis zu 52 Atm aus[1]). Nach einiger Zeit läßt Druck und Ergiebigkeit nach. Man vertieft dann das Bohrloch, vielfach aber mit der Wirkung, daß man das darunter anstehende Erdöl erbohrt.

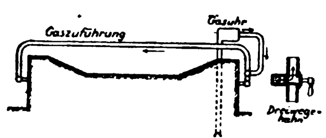


Abb. 273. Schematische Darstellung der Gaszuführung eines amerikanischen Martinofens, der mit Naturgas betrieben wird. (Nach einer Reiseskizze des Verfassers.)

Obwohl Naturgas immer in Gemeinschaft mit Erdöl auftritt, ist es doch nur in den Vereinigten Staaten westlich der Alleghanies in Pennsylvanien, Ohio, West-Virginia und Indiana in Erscheinung getreten. In Pittsburg wird es als Leuchtgas, Heizgas und zu allen gewerblichen und industriellen Zwecken benützt. Auch werden dort alle Martin- und Wärmöfen so geheizt. Über seine Nachhaltigkeit konnte der Verfasser 1905 keine zuverlässigen Zahlen erlangen. Tatsächlich steuerte man damals schon der wüsten Verschwendung[2]) und hatte bisweilen an den Öfen Gasuhren. Die Zusammensetzung des Gases ist hier gekennzeichnet:

		a	b	c	d	e [3])
CH_4		60—80 %	67 %	67,0	94,2	94,0
H		5—20 »	22 »	22,0	1,4	
N		1—12 »	3 »	3,0	2,8	3,1
C_2H_6	(Aethylen)	1— 8 »	5 »	} 6,0		
C_3H_8	(Propylwasserstoff)	0— 2 »	»			
C_2H_4	(Ölbildendes Gas)		1 »		0,3	1,45
CO_2		0,3— 2 »	0,6 »	0,6	0,3	
CO		Spur	0,6 »	0,6	0,6	1,5
O				0,8	0,3	
H_2S					0,18	
spez. Gew.			0,497	(Luft = 1)		
Heizwert WE				7939 WE	8203 WE	
Verbrennungstemperatur					1806°	

[1]) Stahl und Eisen, 1887, S. 93 (Sorge).

[2]) Nach Sorge gingen damals (1887) täglich 2 000 000 cbm mit dem Heizwert von 2400 t Kohlen verloren. 10 000 000 cbm wurden täglich verbrannt (Stahl und Eisen, 1887, S. 93).

[3]) a und b Stahl und Eisen, 1887, S. 96.
c ebenda, 1911, S. 1994.
d Richards (Metall. Berechnung.) S. 38.
e Stahl und Eisen, 1914, S. 632.

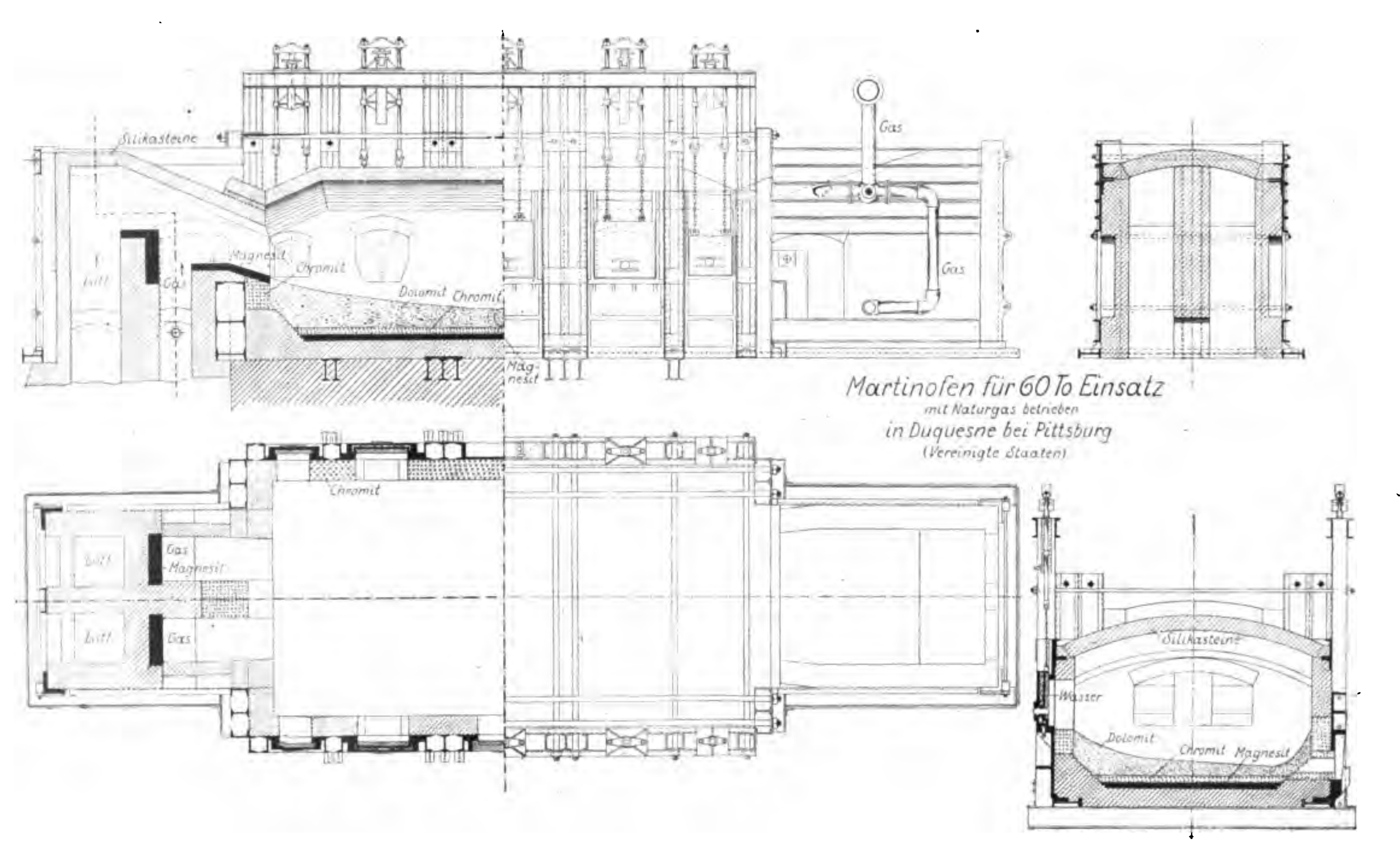


Abb. 274. Martinofen für 60 t Einsatz in Duquesne (Vereinigte Staaten), mit Naturgas (ohne Gaskammern) betrieben. Das Umschalten geschieht bei der Luft mit Hilfe einer einfachen Wechselklappe, beim Gas durch Handhabung eines Dreiweghahns. Bemerkenswert ist die Anwendung von Chromit neben Magnesit und Dolomit und die äußerst starke starre Verankerung, die aus schiffsspantengleichen Rahmen besteht, die durch Längsträger nnd sehr starke Stahlformgußplatten unverrückbar verbunden sind. Das Gewölbe ruht auf Trägern derart, daß man das Mauerwerk darunter auswechseln kann, ohne es in Mitleidenschaft zu ziehen. Vgl. Stahl u. Eisen, 1905, S. 523. (Aus der Feder des Verfassers.)

Die Zusammensetzung der Gase a, b, c, liegt der des Leuchtgases sehr nahe.

Die Anwendung in den Martinöfen geschieht ohne Brenner. Das Gas strömt aus Rohren unter Druck von 5—6 Atm in den Luftzug aus, und verbrennt mit der heißen Luft sofort (vgl. Abb. 274). Eine Vorwärmung in Kammern findet also nicht statt. Sie würde ihre Schwierigkeiten wegen des Zerfalls der Kohlenwasserstoffe haben; abgesehen davon ist der Luftbedarf sehr groß[1]) — auf 1 Vol. Gas 8 Vol. Luft, so daß alle Abgase zur Luftvorwärmung gebraucht werden. Da, wo eine so hohe Lufterwärmung nicht geschieht z. B. unter Dampfkesseln werden Brenner mit Gebläseluft angewendet.

Hochofengas.

Seine Verbrennungstemperatur reicht nicht aus. Man hat es in einem 50 t Ofen versucht, kam aber nur bis zu einer Temperatur von 1550°. Man ging dann wieder zu Holzgas über[2]).

Was anderes ist es, wenn man Hochofengas und Koksofengas mischt. Dieses Mischgas wird uns weiter unten beschäftigen.

In Vorfrischmischern ist allerdings Hochofengas mit Erfolg benutzt (siehe daselbst).

Koksofengas.

Literaturverzeichnis.

Stahl und Eisen, 1910, S. 81, Amende (Hubertushütte).
Ebenda, 1911, S. 1993, Simmersbach.
Ebenda, 1912, S. 1795, Greiner in Seraing.
Ebenda, 1913, S. 273, Derselbe.
Ebenda, 1913, S. 244, Biermann und Wirtz (Friedrich Wilhelmshütte).
Ebenda, 1913, S. 1923, Hubaer.
Hugo Krüger, Doktorarbeit, Beiträge zur Martinofenbeheizung. Verlag Stahleisen.

Versuche seiner Anwendung im Martinofen sind früher in den Vereinigten Staaten gemacht, haben aber Mißerfolge ergeben, die nicht näher bekannt geworden sind.

Es war ein oberschlesisches Werk (Hubertushütte), das wiederum den Versuch machte und mit Erfolg durchführte[3]). Dann folgten die Friedrich-Wilhelmshütte bei Mülheim a. d. Ruhr[4]) und Cokerill

[1]) Nach Wigham, Stahl und Eisen, 1914, S. 631 sind es 2 ½ mal soviel Luft wie berechnet. 155 cbm Naturgas für 1 t Stahl (50 t Ofen).

[2]) Stahl und Eisen, 1913, S. 2009, Worobiew in Nadjeschdinsky.

[3]) Stahl und Eisen, 1910, S. 81.

[4]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1993 und 1913, S. 244, auch die Doktorarbeit von Hugo Krüger 1914, Verlag Stahl und Eisen.

in Seraing[1]) nach; später viele andere Werke u. a. Hösch, Hörde, Deutscher Kaiser, Dortmunder Union.

Der Gedanke liegt nahe, weil bei guten Koksöfen 45 % ja sogar 50 % der Gase überschüssig sind, d. h. nicht zur Heizung des Koksofens gebraucht werden.

Man kann diese wertvollen Gase, die hohen Heizwert und hohe Verbrennungstemperatur besitzen, auch zusammenpressen und in Leitungen auf weite Entfernung hin dem Verwendungszweck zuführen. Dazu kommt die Erwägung, daß Gasmaschinen nicht so vorteilhaft dieses Gas ausnützen, wie dies bei Hochofengas geschieht, und die Verwendung von Dampfkesseln unter dem Einfluß der Hochofengasmaschinen und der elektrischen Übertragung immer mehr zurückgeht. Treten nicht Stadtgemeinden als Abnehmer auf, wie dies am Niederrhein und an der Ruhr bereits der Fall ist, so ist der Martinofen, gerade weil er eine hohe Verbrennungstemperatur verlangt, der gegebene Abnehmer. Es bestehen schon jetzt Pläne, die Gaserzeuger lediglich in Aushilfs- und Reservestellungen zu versetzen, um nur Koksofen- und Hochofengase und Mischungen aus beiden im Hüttenbetriebe zu haben. Die Koksöfen werden dann mit Hochofengasen geheizt, um die wertvollen Koksofengase frei zu bekommen[2]). Man hat dabei große wirtschaftliche Vorteile im Auge. Inzwischen sind diese Pläne mit bestem Erfolg an mehreren Stellen verwirklicht.

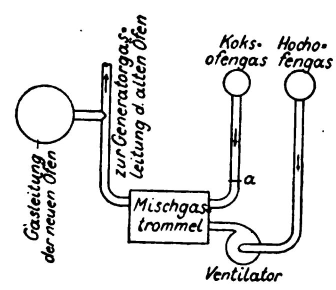


Abb. 275. Schematische Darstellung einer Mischtrommelanlage eines westfälischen Werkes. Es wird Hochofengas und Koksofengas gemischt, um mit dem Mischgas Martinöfen zu heizen.

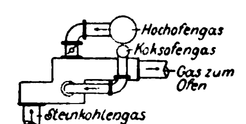


Abb. 276. Mischgas im Martinofenbetriebe eines westfälischen Werkes. Es kann Steinkohlen(Generator)gas, Koksofengas und Hochofengas in beliebigen Anteilen gemischt werden.

Allerdings ist die Anwendung nicht so einfach und bedarf besonderer Erwägungen und Erfahrungen. Um sich die Aufgabe zu erleichtern und die vorhandenen Öfen ohne Umbau benutzen zu können, ist man vielfach zur Verwendung von »Mischgas« (hier ist der Name am Platze) übergegangen. Man hat Koksofengas mit Hochofengas oder Generatorgas gemischt.

[1]) Stahl und Eisen, 1912, S. 1795.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 620 (Biermann) und ebenda, 1914, S. 1498; (Simmersbach) beide Aufsätze behandeln Versuche in Friedrich Wilhelmshütte.

Zahlentafel 1. Vergleich: Koksofengas mit anderen Gasen.

	Hoch-ofen-gas	Gene-rator-gas	Koksofengas						
			1	2	3	4	5	6	7
H	2,7	10,3	48,9	47,0	44,7	38,7	60,5	39,7	62,7
CH_4	—	2,3	20,5	28,0	28,6	16,4	21,2	33,0	12,0
C_2H_4	—	0,6	0,8	2,0	—	} 2,0	1,5	3,6	—
C_6H_6	—	—	—	0,5	—		—	—	—
CO	29,0	27,8	5,8	6,0	6,1	10,4	4,8	4,0	5,8
CO_2	10,6	3,1	2,7	2,5	2,8	6,5	—	3,0	1,4
N	57,7	55,9	21,3	14,0	—	24,8	—	16,5	17,4
O	—	—	—	—	—	1,2	—	0,2	0,7
Heizwert für 1 cbm WE	950	1224	3356	4300	4296	—	—	—	—

Nr. 1. Mülheimer Gas nach Krüger.
Nr. 2. Koksofengas nach der »Hütte«.
Nr. 3. Mühlheimer Koksofengas, Stahl und Eisen, 1911, S. 1995.
Nr. 4. Oberschlesisches Koksofengas, ebenda, 1910, S. 81.
Nr. 5. Koksofengas eines westfälischen Werks.
Nr. 6. Koksofengas aus der 1ten Garungsstunde (Krüger).
Nr. 7. » » » 26ten » »

Ein Vergleich mit Generatorgas lehrt, daß Koksofengas etwa halb so leicht ist, daß es einen mindestens 3fachen Heizwert besitzt und der 3fachen Luftmenge zur Verbrennung bedarf. Ein Gemisch von Gas und Verbrennungsluft hat infolgedessen in beiden Fällen ziemlich gleichen Heizwert, der H-Gehalt dieses Gemisches ist allerdings bei Koksofengas erheblich höher. Dies letztere gilt auch für die theoretische Verbrennungstemperatur; sie ist so hoch, daß man auf eine Vorwärmung des Gases verzichten kann und sogar verzichten muß, weil sonst das Mauerwerk nicht standhält.

Man würde auch deshalb dabei Mißerfolg haben, weil Koksofengas sich stark bei der Vorwärmung unter Heizwertverminderung und Rußabscheidung zersetzt. Darauf muß der Verfasser noch zurückkommen.

Einen höheren Luftüberschuß braucht man bei Koksofengas nicht anzuwenden. Krüger hat bei 10—15 °/₀ Luftüberschuß, auch selbst bei 7—12 °/₀ eine vollständige Verbrennung wahrgenommen.

Aus diesem Vergleich folgt, daß man dem höheren Luftbedarf einfach dadurch genügen kann, daß alle Kammern auf Luft gesetzt und die Gaskanäle abgemauert werden. Man führt das Koksofengas in einfacher Weise in die Kopfwände des Ofens mit wassergekühlten Formen ein.

Versuche in Seraing, auch auf einem niederrheinischen Werke haben gute Erfolge gegeben. Auf ersterem Werke erzielte man eine um 25 °/₀ höhere Erzeugung infolge heißeren Ganges[1]). Man rechnet

[1]) Stahl und Eisen, 1912, S. 1795 und 1913, S. 1926 (Houbaer).

325 cbm Koksofengas für 1 t Stahl, für die man zuvor 300 kg Steinkohlen aufgewendet hatte (12½ t-Öfen). Anderseits sind Hubertushütte und Mülheim zu Mischgas übergegangen. Erstere mischt Generatorgas oder Hochofengas zu, letzteres Hochofengas derart, daß 1 cbm Gemisch 1800—2000 WE ergibt. Dabei sind gute Ergebnisse, auch eine bessere Ofenhaltbarkeit wie bei Steinkohlengas erzielt. Daß die leichten Gasbestandteile sich unter dem Gewölbe ansammeln, hat man anfangs befürchtet, aber diese Befürchtungen sind grundlos gewesen.

Auf westfälischen Werken fand der Verfasser die durch Skizzen (S. 397) dargestellten Anordnungen. Auf einem derselben hielt man mit Hilfe eines selbstschreibenden Kalorimeters[1]) das Gemisch von Hochofengas und Koksofengas auf genau 1310 WE — 1 cbm K-Gas (4200 WE) + 7 cbm H-gas (900 WE) und konnte auf diese Weise dieses Gemisch beliebig gegen Steinkohlengas von demselben Heizwert austauschen.

Von großem Interesse ist die Heizwertverminderung der Gase nach Erhitzung in den Kammern. Nach Simmersbach[2]) = 25 bis 33%. Beachtenswert ist auch ihre erhebliche Raumvergrößerung infolge der Zersetzung und der Verschiebung des spez. Gewichts. Es handelt sich um Abnahme von CO, H, leichten und schweren Kohlenwasserstoffen unter Zunahme von CO_2 und Wasserdampf. Dabei sind allerdings Einwirkungen des Luftzutritts infolge von Undichtigkeiten mitgerechnet, die ja vermieden werden können[3]). Es bleibt aber die Zersetzung der Kohlenwasserstoffe durch Spaltung übrig, die bereits S. 320 besprochen ist. Unter diesem Ausblick werden die Verlustziffern erheblich geringer; um so mehr als ein Teil des abgeschiedenen Rußes mitgerissen wird und im Ofen verbrennt. Wenn man große Geschwindigkeit beim Gase anwendet, werden die Verluste noch kleiner. (Berthold hat dann nur einen Verlust von 2 WE für den cbm gefunden.)

Um die Sonntagserzeugung an Koksofengas aufzuspeichern, muß man sehr große Gasbehälter anwenden, die allerdings recht kostspielig sind (Houbaer nennt z. B. 400000 Mk. für 50000 cbm).

Eine ungünstige Einwirkung auf die Flußeisenbeschaffenheit ist nirgends zutage getreten. Der hohe Wasserstoffgehalt ist nicht schädlich, da die Gefahr, daß er mit hohem Wasserdampfgehalt verbunden ist, hier im Gegensatz zu Steinkohlengas nicht besteht. Im Gegenteil ist Koksofengas und infolgedessen auch Mischgas wasserdampfärmer.

Sowohl bei Koksofengas, wie auch bei Mischgas ist eine sorgfältige Überwachung und Regelung des Gasdruckes unerläßlich. Es

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 412.

[2]) Stahl und Eisen, 1913, S. 240.

[3]) Vgl. die Ausführungen von Biermann und Krüger zum Vortrage von Simmersbach, Stahl und Eisen, 1913, S. 244.

kommen auch selbsttätige Druckregler in Betracht, wie sie schon bei der Hochofengasverteilung in den Leitungsnetzen für Gasmaschinen, Kessel und Winderhitzer angewandt werden[1]) (vgl. S. 425).

Zweifellos werden die Schwierigkeiten, die die Verwendung des Koksofengases mit sich bringt, durch Einfügung gewonnener Erfahrungen behoben werden. Der Verfasser fand bei seinen Studienreisen, daß der zur Verfügung stehende Ofenraum besondere Aufmerksamkeit verdient. Man muß ihn genügend groß bemessen.

Nach den Berichten, die in der Sitzung der Stahlwerkskommission 1920 gegeben sind, sind die Erfahrungen überall günstig, auch bezüglich der Qualität. - Man kann Flußeisen- und Flußstahlqualitäten erzeugen, die man früher nicht erzeugen konnte; eben weil die Ofentemperatur sehr hoch und nur ein geringer oder gar kein Luftüberschuß erforderlich ist.

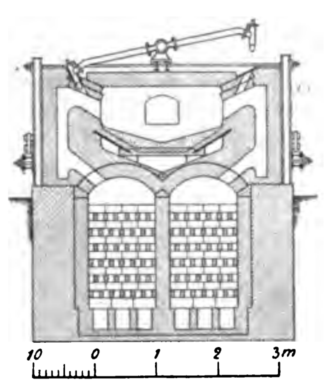


Abb. 277 stellt eine Teerölfeuerung dar, die bei einem kleinen Martinofen für Stahlformguß zur Anwendung gelangt ist, um diesen Ofen nur zeitweise betreiben zu können. Schmelzdauer bei der ersten Schmelze = 3½ Stunden, dann bis auf 2½ Stunden heruntergehend. Fassungsvermögen = 1 t. Ölverbrauch stündlich 50—55 l. Das Zerstäuben des Öls geschieht unter Anwendung von Niederdruckluft (6—8 cm Wassersäule), die durch das Schwenkrohr einfließt. Das Öl gelangt, durch einen Dreiweghahn umgesteuert, durch biegsame Metallschläuche in die Düsen. (Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1424.)

Ölfeuerung. Teerfeuerung. Kohlenstaubfeuerung.

Für Tiegelschmelzerei — Trockenkammern — Härte- und Glühöfen — Wärmöfen ist Ölfeuerung vielfach in Benutzung genommen, auch in Deutschland, obwohl hier nur ganz kleine Petroleumvorkommen zur Verfügung stehen. Man hat meist Teeröl verwendet.

Für Martinofenbeheizung ist in Deutschland nur ein Fall bekannt geworden, der als Ausnahmefall gelten kann[2]). (Abb. 277.)

Dies ist in Rußland anders, wo das Erdöl[3]) in Baku beim Destillieren etwa 50% Rückstände (das Masut) liefert, die zur Lokomotiv-, Dampfer-, Haus-, Ziegelofen-, Dampfkessel usw. -Feuerung weitgehende Verwendung im östlichen und südlichen Rußland findet.

---

[1]) Vgl. Glenk, Stahl und Eisen. 1913, S. 769 (Apparatevertriebsges. A. V. G. in Wilmersdorf).

[2]) Stahlformgußmartinofen bei Wolf in Bukau mit Teerölfeuerung für 1 t Einsatz, 2 t Tageserzeugung, 150 l Öl zum Anheizen des kalten Ofens, 220—150 l für eine Schmelze. Eine Gaserzeugeranlage und anderseits das Kleinkonverterverfahren waren unwirtschaftlich. Stahl und Eisen, 1914, S. 1424.

[3]) Erdöl besteht fast nur aus Kohlenwasserstoffen. 100 kg Naphta, d. i. rohes Erdöl, werden auf 19,4 kg Petroleum, 2,1 kg Schmieröl und 49,9 kg Masut verarbeitet. Vgl. Stahl und Eisen, 1900, S. 424 (Preiner): Über das Erdölverkommen in Baku. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1888, S. 25.

Man wendet allgemein Forsunkafeuerung an, die man früher mit Dampf, heute mit Preßluft ($3^1/_2$ Atm.) speist. Das Masut selbst wird unter 3 kg/qcm Druck zugeführt (Abb. 278).

1 kg Masut verbrennt mit etwa 11000 WE. Für den Entflammungspunkt bestehen verschiedene Angaben: 70°, 120° (bei Preiner), 215° (in Neumanns Chem. Technol.) Spez. Gew. = 0,91—0,95.

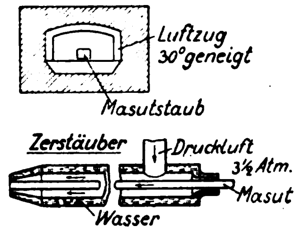


Abb. 278. Ölfeuerung bei einem Martinofen. Der Brenner ist wassergekühlt und wird mit Druckluft bedient. Die Verbrennungsluft bildet einen ⊓förmigen Schleier. Zum Zerstäuben dient Druckluft.

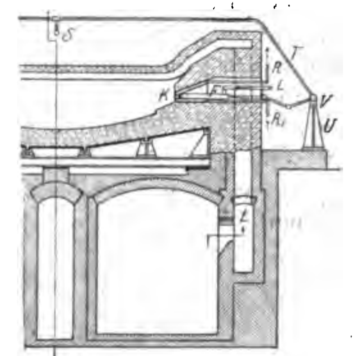


Abb. 279. Masutfeuerung bei einem russischen Martinofen. Das Masut tritt bei S aus einem Hochbehälter ein und verbrennt in mehreren Forsunkas, die innerhalb eines wassergekühlten Kastens K in die Giebelseiten des Ofens eingeführt sind. R und R_1 sind Kühlwasserrohre. Die Forsunkas F sind an Gelenkrohre angeschlossen, um ihre Lage verändern zu können (vgl. Stahl und Eisen, 1904, S. 1430).

Früher führte man die Forsunka in die Luftkammer ein[1]), neuerdings in die Kopfwand (Abb. 279 u. 282). Das Anzünden geschieht unter Anwendung eines brennenden ölgetränkten Lappens. Nach $^1/_4$ Stunde brennt die Forsunka selbsttätig weiter.

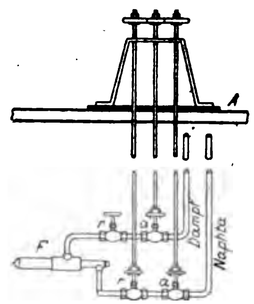


Abb. 280. Russische Forsunka, mit Dampf für Martinofenbetriebe (vgl. Stahl und Eisen, 1900, S. 428).

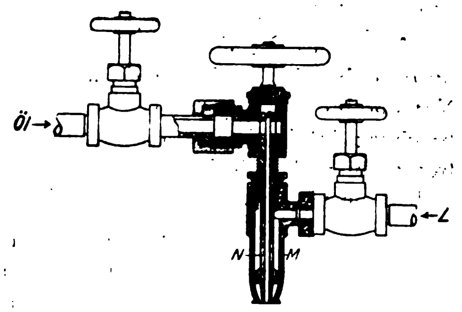


Abb. 281. Russsische Forsunka, mit Preßluft (6 Atm) betrieben. Das Masut gelangt unter Druck (3 Atm) aus einem Hochbehälter in das Rohr N. Die Preßluft fließt in dem Rohr M und tritt aus dem Ringschlitze aus. Vgl. Stahl und Eisen, 1904, S. 1432.

[1]) Stahl und Eisen, 1896, S. 915. Naphtafeuerung im Ural.

Preiner nennt bei 15 t-Öfen 20—25 kg Masut für 100 kg Einsatz[1]). Eine neuere Quelle bei 25 t Einsatz 15,2 kg[2]) und eine andere Quelle bei einem 4 t-Ofen 13,7—15,0 kg. 6 Schmelzen in 24 Stunden.

Teeröl ist auch zur Anwendung gelangt.

Eine solche Feuerung wird in einem amerikanischen Bericht[3]) genannt 115—130 l für 1 t Stahl. Man erhitzt den Teer durch eine Dampfschlange[4]).

Der Öl- und Teerfeuerung werden wir bei Tiegel, Wärmofenbeheizung usw. wieder begegnen. Dort wird auch noch einiges gesagt und Literaturquellen mitgeteilt werden.

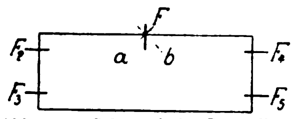


Abb 282. Schematische Darstellung der Anordnung von 5 Forsunkas bei einem Martinofen. Die Forsunka F in der Rückwand wird nach dem Umsteuern entweder nach rechts oder links geschwenkt.

Kohlenstaubfeuerung wird in dem oben genannten amerikanischen Bericht erwähnt. Sie soll auf der National Casting Co. mit gutem Erfolg im Gebrauch sein; anderseits sagt der Berichterstatter, daß die Asche in die Kammern und Ventile gelangt. Vgl. auch den umfangreichen Bericht über amerikanische Kohlenstaubfeuerungen Stahl und Eisen 1920.

37. Die chemischen Vorgänge im Martinofen[5]).

Allgemeines.

Das, was beim Konverterverfahren (S. 146) über den Einfluß der Temperatur, der Konzentration und des Lösungsvermögens gesagt ist, gilt natürlich auch hier.

Auch besteht darin Übereinstimmung, daß der Sauerstoff zunächst an Fe gebunden und von da an die Eisenbegleiter weiter gegeben wird. Nur sind hier nicht so zahlreiche Angriffsstellen vorhanden, wie beim Windfrischen; infolgedessen dauert das Verfahren sehr viel länger. Auch treten hier die Verbrennungsgase an die Stelle der Gebläseluft, deren Gehalt an CO_2, Wasserdampf und überschüssiger Luft oxydierend wirkt.

$$CO_2 + Fe = CO + FeO$$
$$H_2O + Fe = H_2 + FeO$$
$$O + Fe = FeO.$$

[1]) Stahl und Eisen, 1900, S. 424. Öfen der Metallwarenfabrik in Moskau.
[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 461 (Ssormowowerk).
[3]) Martinofenheizung in Amerika, Wigham, Stahl und Eisen, 1914, S. 631.
[4]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1913, S. 250.
[5]) Als Buchliteratur kommen vornehmlich die bereits erwähnten Werke in Betracht:
Ledebur, Eisenhüttenkunde,
Dichmann, Der basische Herdofenprozeß.
Springorum, Höschprozeß, Doktorarbeit Aachen.
Campbell, Manufacture of Iron and Steel, Newyork.

Im Martinofen tritt aber der Einfluß der Schlacke stärker in den Vordergrund. Die in ihr gelösten Eisensauerstoffverbindungen wirken sehr kräftig ein, was durch die starken Veränderungen der Schlackenzusammensetzung während der Schmelze gekennzeichnet wird. Man kann diesen Vorgang durch Eintragen von Eisenerzen und Walzsinter noch verstärken und die außerordentlich kräftige Wirkung beobachten.

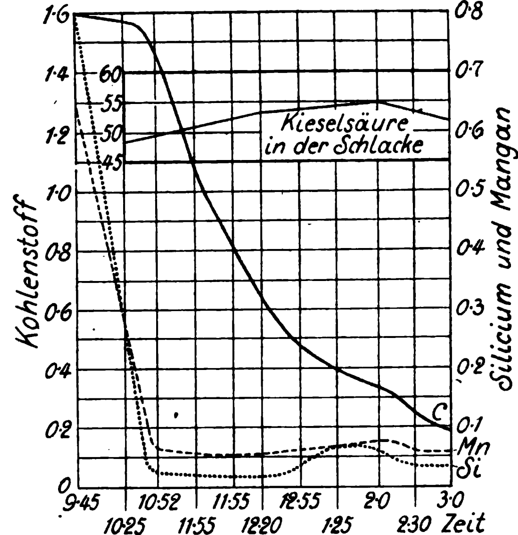


Abb. 283. Schaubild einer sauren Martinofenschmelze nach William und Hadfield. Beachtenswert ist das Anwachsen der Si-Kurve um etwa 1 Uhr. Stahl und Eisen, 1902, S. 638.

Dadurch sind Anklänge an das Puddelverfahren geschaffen, nur mit dem Unterschiede, daß die Sauerstoffabgabe aus der Schlacke nicht Halt macht, wenn die Stufe FeO erreicht ist. Man kann dies bis auf einen kleinen Rest reduzieren und bis zu 90% der Eisensauerstoffverbindungen in Fe überführen.

Dichmann geht so weit, daß er diese Sauerstoffübertragung aus der Schlacke heraus für allein maßgebend hält. Für einige Roheisenfrischverfahren im basischen Ofen mag dies vielleicht zutreffen, aber beim sauren Ofen ist die Sache anders.

Darüber wird ebenso wie beim Windfrischen am besten beim Verhalten des Fe gesprochen (vgl. S. 412).

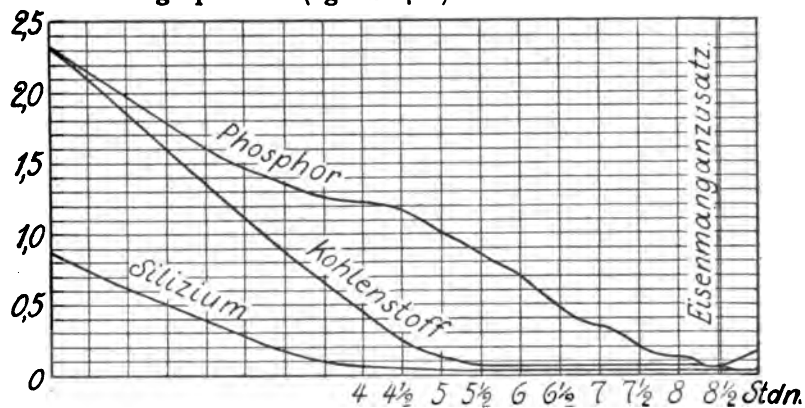


Abb. 284. Schaubild einer basischen Martinofenschmelze nach Harbord (mitgeteilt in Ledeburs Eisenhüttenkunde). Der Mn-Gehalt beträgt 0,96% im Einsatz, ist nach beendigtem Einschmelzen (4 Stunden) 0,08% und vor dem Eisenmanganeinsatz 0,051%. Durch letzteren wieder auf 0,51% gehoben.

Das Verhalten des Kohlenstoffs im Martinofen.

Er wird zu CO verbrannt, das aus dem Bade entweicht und die Erscheinung des Kochens hervorruft, dadurch die Übertragung des Sauerstoffs und der Wärme durch Beiseiteschieben der Schlacke begünstigend. Ein Schmelzbad, das sehr geringen C-Gehalt besitzt, liegt tot im Ofenraum, auch wenn Si und Mn noch vorhanden sind.

Dies Kochen bewirkt ein Aufschäumen der Schlacke und veranlaßt, daß Eisen und Schlacke den doppelten Raum einzunehmen suchen.

Bei Si- und C-reichem Einsatz kann Graphit auftreten und zwar in solcher Menge, daß man ihn mit Schaufeln entfernen kann[1]). Dies kommt beim Roheisenfrischen in Erscheinung. Man hält den Graphit beim Eingießen des Roheisens in der Pfanne nach Möglichkeit zurück; andernfalls wird er bei steigender Temperatur wieder gelöst.

Im basischen Ofen erzielt man ein schnelleres und weitergehendes Herunterfrischen wie im sauren Ofen, weil hier wirkungsvoll die Schlackenreaktionen einsetzen, auch gegebenenfalls durch Zusetzen von Eisenerz verstärkt werden können.

Dadurch wird erklärt, warum sehr weiches Flußeisen nicht im sauren Ofen erzeugt werden kann. Als Grenzen der Entkohlung können 0,04 % beim basischen Ofen, 0,10 % beim sauren Ofen im praktischen Betriebe gelten.

Bei sehr heißem Ofengang kann die Frischwirkung so stark werden, daß die Aufkohlung des Bades Schwierigkeiten findet. So gelang es auf den Südbahnwerken bei Spiegeleisenzusatz nur bis 0,4 % C zu kommen. Man mußte darüber hinaus in der Pfanne aufkohlen[2]). Anderseits wird bei niedriger Temperatur die Entkohlung stark verschleppt, indem der Sauerstoff bei Si, Mn und P Aufnahme findet. In einem Falle (Fagerstawerke in Schweden) blieb der C-Gehalt 4 Stunden lang auf 2,2 % stehen, während Si von 0,61 auf 0,023 % und Mn von 0,36 auf 0,06 % herunterging[3]). Diese Temperaturerniedrigung kann auch durch Setzen von Eisenerzen geschehen. ($Fe_2O_3 + 3C = 2Fe + 3CO$ ist eine endotherme Reaktion.)

Dieses Verhalten des C wurde auch durch Versuche in Donetz-Jurjewka bestätigt[4]). Hier wurde unter verschiedenen Temperaturverhältnissen flüssiges Roheisen mit Eisenerz zusammengebracht.

---

[1]) Naske, (Stahl und Eisen, 1907, S. 230) hat beobachtet, daß in einer Gießpfanne (10000 kg) 140 kg Graphit ausgeschieden wurden, so daß der Gehalt an C von 4,54% auf 3,14%, nach dem Abschöpfen fiel. Vgl. auch das Gießereilehrbuch des Verfassers über Graphitausscheidung im Flammofen bei flüssigem Roheiseneinsatz (Unmittelbarer Guß von Hochofen).

[2]) Stahl und Eisen, 1889, S. 2.

[3]) Stahl und Eisen, 1903, S. 48.

[4]) Stahl und Eisen, 1905, S. 1345 und ebenda 1907, S. 23 (Naske). Auch Dichmanns Buch S. 161 u. f..

Es ergaben sich dabei die Werte der folgenden Zahlentafel:

Zahlentafel. Roheisenzusammensetzung.

	C	Mn	Si	P
1. Roheisen am Hochofen	3,93	0,88	3,50	0,46
Ebenso nach Einwirkung von Eisenerz in der Pfanne	3,74	0,33	0,42	0,36
2. Roheisen nach dem heißen Einschmelzen	3,76	2,48	0,18	0,14
Ebenso nach Geben von 4,1 % Erz und 25 Minuten langer Einwirkung im Martinofen	2,98	0,87	0,05	0,06

Man kann demnach aussprechen, daß es bei niedriger Temperatur gelingt, Si und Mn nahezu vollständig abzuscheiden, ohne den C-Gehalt in nennenswerte Mitwirkung zu ziehen. Dies läßt sich auch für den P-Gehalt sagen, wie wir weiter unten sehen werden. Gerade dies letztere ist besonders bemerkenswert, weil es einen Gegensatz zum Windfrischverfahren darstellt und auf diesem Verhalten das Bertrand-Thiel und das Talbot-verfahren beruhen.

Das aus dem C gebildete CO gesellt sich den Ofengasen bei und wird bei normalem Luftüberschuß gleich in CO_2 verwandelt.

Das Verhalten des Siliziums im Martinofen.

Das beim Windfrischverfahren Gesagte gilt hier auch, nur hat die Rückwanderung des Si aus der Schlacke ($SiO_2 + 2C = Si + 2CO$) im sauren Ofen einen größeren Umfang und auch eine praktische Bedeutung. Es kann auf diese Weise z. B. der Si-Gehalt des Flußeisens, der bis auf 0,018 % gesunken war, wieder bis auf 0,088 % gehoben werden. Dabei wurde ein Dickflüssigwerden der Schlacke beobachtet, das mit der Verminderung ihres Fe-Gehalts unter Wachsen ihres SiO_2-Gehalts (z. B. von 53 % auf 57 %) zusammenhing[1]).

Dieses Einwandern des Si aus der Schlacke in das Flußeisen hat auf vielen Werken den Bau saurer Martinöfen für harte, hochwertige Qualitäten veranlaßt. Man kann auf diese Weise einen dem Tiegelgußstahl ähnlichen Flußstahl erzeugen, was im basischen Ofen nicht gelingt, weil hier die Reaktion ausgeschlossen oder nur in sehr bescheidenem Umfange besteht.

Zu beachten ist beim Fertigmachen der Schmelze, daß bei Anwesenheit von Schlacke, durch zugefügtes Ferrosilizium die Rückwanderung des P und des Mn in das Flußeisen bewirkt wird. Welches von beiden in Betracht kommt, ist Sache der Konzentration und Temperatur.

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 638 nach William und Hadfield. Vgl. auch ebenda 1903, S. 48 und auch Schmidhammer ebenda 1891, S. 546. »Es erinnert an Tiegelvorgänge.«

Im basischen Ofen wird Si sehr schnell und unter gewöhnlichen Verhältnissen bis auf Spuren entfernt. Im sauren Ofen geht es langsamer und es bleiben 0,15—0,35 % Si zurück, wenn man nicht Eisenerz setzt, das allerdings schnell das Si bis auf Spuren entfernt.

Wie stark der Einfluß von Basen in der Schlacke auf das Verhalten des Si ist, haben wir beim Verhalten des C gesehen.

Das im Flußeisen verbliebene Si soll wertvoller für die Qualität sein, wie durch Zusatz von Ferrosilizium gegebenes. Es soll nicht die schädigende Wirkung auftreten, die ein Übermaß sonst mit sich bringt.

Das Verhalten des Mn im Martinofen.

Es gilt auch hier das beim Windfrischen Gesagte; jedoch besteht im basischen Martinofen eine viel stärkere Wechselwirkung zwischen dem Mn-Gehalt in Flußeisen und Schlacke.

Naske[1]) stellt diese als Ergebnis einer umkehrbaren Reaktion

$$MnO + Fe \rightleftarrows FeO + Mn$$

hin; und zwar besteht Gleichgewicht, wenn der Mn- und Fe-Gehalt der Schlacke gleich ist. Z. B. 15,6 % Fe und 15,5 % Mn in der Endschlacke. Dieses Gleichgewicht stellt sich bei genügender Zeit dadurch von selbst ein, daß bei weniger Mn in der Schlacke Mn aus dem Flußeisen herbeigeholt wird und umgekehrt[2]).

Fehlt es an Mn, so besteht ein Überschuß an FeO in der Schlacke; dann gibt diese FeO an das Flußeisen ab, und es entsteht Rotbruch.

Es ist nach Naske gleichgültig, ob der Mn-Gehalt der Schlacke aus dem Roheisen, dem Ferromangan usw. oder auch aus zugefügtem Manganerz stammt.

Ein Überschuß von Mn führt zur Bildung von Mn_3O_4, das die Schlacke dickflüssig macht, wie man beim Setzen von Ferromangan beobachten kann.

Nebenbei sei erwähnt, daß auch weiches Flußeisen bei zuviel Mn sofort dickflüssig wird[3]).

Dichmann nimmt an, daß das Mn-Silikat der Schlacke erst durch CaO zerlegt werden muß, damit MnO reduziert werden kann. Dies macht begreiflich, daß eine Mn-Reduktion im sauren Ofen nicht stattfindet.

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 157.

[2]) Auch Campbell (Stahl und Eisen, 1893, S. 872) nennt ein Beispiel für Mn-Reduktion aus der Schlacke. Es hob sich der Mn-Gehalt von 0,05 % auf 0,15 % bei einer C-Abnahme von 0,3 auf 0,13 %. Vgl. auch das Schaubild Abb. 283.

[3]) Stahl und Eisen, 1902, S. 1357 (Riemer).

Niedriger FeO-Gehalt und SiO_2-Gehalt begünstigt die Mn-Reduktion aus der Schlacke[1]).

Im allgemeinen wird man im sauren Ofen mit zurückbleibenden Spuren, im basischen Ofen mit 0,2—0,25 % Mn rechnen können, wenn man vollständig herunterfrischt. Tut man dies nicht, bleibt mehr Mn zurück.

Ein Manganerzzusatz ist nur im basischen Ofen anwendbar, im sauren Ofen wird alles Mn sofort verschlackt.

Das Verhalten des Phosphors im Martinofen.

Im sauren Martinofen ist die Abscheidung, abgesehen von einer geringen P-Menge, die vergast[2]) wird, unmöglich.

Im basischen Martinofen verläuft die Entphospherung nach denselben Grundgesetzen wie im basischen Konverter (vgl. daselbst). Nur muß hier die Anwesenheit einer genügenden FeO-Menge neben dem CaO besonders betont werden.

Niedrige Temperatur begünstigt, hohe Temperatur erschwert die Entphospherung ebenso wie im Konverter.

Es muß hier aber auf einen bedeutsamen Unterschied hingewiesen werden: Im Martinofen besteht von Beginn an eine lösungskräftige Schlacke, die sich entweder beim Einschmelzen bildet, oder durch Zugeben und Einschmelzen von Eisenerz und Kalk geschaffen wird. Daher kommt eine weitgehende Entphospherung vor der C-Abscheidung zustande, was im Konverter unmöglich ist.

Es gelingt z. B. die P-Abscheidung von 2 % bis auf 0,2 %, wenn noch 1,5 % C vorhanden ist (Höschverfahren). In den Schaubildern verlaufen die P- und C-Kurven bei hohem P- und C-Gehalt zunächst parallel und erst später eilt der Abfall der C-Kurve vor.

Man erklärt dies verschiedene Verhalten meist mit der niedrigeren Anfangstemperatur im Martinofen[3]). Dies wird meist nicht zutreffen (Naske)[4]). Im Konverter und im Martinofen wird unmittelbar nach dem Einschmelzen oder nach dem flüssigen Einsatz ungefähr die gleiche Temperatur bestehen. Wohl aber ist im Martinofen sogleich eine reaktionskräftige Schlacke vorhanden. Im Konverter entsteht sie erst im Verlaufe der Schmelze.

---

[1]) Springorum. Höschverfahren.

[2]) Nach Campbell ist P im Martinofen oft in beträchtlichem Maße flüchtig. Stahl und Eisen, 1893, S. 871.

[3]) z. B. Ledebur Stahl und Eisen, 1903, S. 36. Man führt auch das Kruppp-Bell-Verfahren (1878) an, wo bei niedriger Temperatur im Puddelofen der Phosphor fast vollständig abgeschieden wird, ehe C zu verbrennen beginnt.

[4]) Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 265.



Diese lösungskräftige Schlacke darf allerdings nicht zu viel SiO_2 [1]) und nicht zu wenig FeO [2]) und CaO enthalten, und muß flüssig genug sein, um einer Rückwanderung des P auch bei hochgekohltem Eisen vorzubeugen.

Diese Bedingungen werden beim Bertrand Thiel-, Hösch- und Talbotverfahren erfüllt, bei denen es unter Mithilfe der Temperaturerniedrigung infolge des Erzgebens gelingt eine P-reiche Schlacke gleich im Beginn zu bilden. Im späteren Verlauf der Schmelze werden die Bedingungen infolge der Temperaturerhöhung ungünstiger, aber dann ist inzwischen die P-reiche Schlacke entfernt und eine P-ärmere und eisenreichere Schlacke an ihre Stelle getreten (vgl. S. 450 u. f.).

Zunächst wird ebenso wie im Konverter (vgl. daselbst) ein Eisenphosphat [3]) gebildet, das durch CaO in die ständige Verbindung $4CaOP_2O_5$ übergeführt wird. Ein Teil des P wird später unmittelbar an CaO gebunden.

Sicher ist, daß man weder durch CaO, noch auch durch FeO allein ausreichend entphosphern kann. Beide Basen unterstützen sich aber gegenseitig [4]).

Die Reaktion der Rückphospherung mit Fe als Katalysator durch C verläuft endotherm.

Die Grenzen der Entphospherung im basischen Martinofen liegen bei reinem Einsatz unterhalb 0,02 % (z. B. bei Schmiedeblöcken und Feinblechmaterial 0,01 % P). Eine Grenze von 0,03 kann man bei richtiger Schlackenführung auch bei gewöhnlichem Einsatz erreichen. Gut

[1]) Campbell nennt (Stahl und Eisen, 1893, S. 871) einige Zahlen. Z. B. beträgt die zurückgewanderte P-Menge
bei unter 5 % P_2O_5 und 20 % SiO_2 0,0 —0,01 %
» 15—20 » » » 12 » » 0,02—0,01 ». Diese geringe Menge kann meist vernachlässigt werden.

Schmidhammer (Stahl und Eisen, 1891, S. 546) nennt bei 11—12 % P_2O_5 in der Schlacke 15 % SiO_2 als Maximum, bei weniger P_2O_5 20 % SiO_2 als Maximum.

[2]) Dichmann (S. 118), der 10 % Fe für normal hält, nennt ein Beispiel von Rückphospherung:

0,043 % P auf 0,087 % P, während der Gehalt an Fe in der Schlacke von 12 auf 6 % zurückging. Ebenso 0,01 auf 0,05 % P, bei 13,6 auf 10,7 % Fe.

Eichhoff (Stahl und Eisen, 1914, S. 1040) fordert mindestens 11 % Fe in der Schlacke, um eine Rückphospherung zu verhüten. Ihm wird allerdings von Hofmann widersprochen. Beim Talbotverfahren haben sich 7—8 % Fe bei gut flüssiger Schlacke als genügend erwiesen.

[3]) Dichmann nimmt (S. 117) die Verbindung $4FeOP_2O_5$ an, während Finkener (vgl. Konverter) $3FeOP_2O_5$ für richtig hält.

[4]) Vgl. darüber Naskes Ausführungen. Stahl und Eisen, 1907, S. 265.

durchgeführte Roheisenverfahren haben, wie es scheint, eine bessere Entphospherung wie Schrottschmelzverfahren unter sonst gleichen Verhältnissen.

Beim Windfrischen steht ein P-Gehalt von 0,05—0,06 einem solchen von 0,02—0,03 beim Martinofen gegenüber. Dies bedeutet eine große Überlegenheit des Martinverfahrens.

Außer der soeben genannten Rückphospherung durch den C-Gehalt des Flußeisens findet eine solche durch Si statt, die beim Silizium erwähnt wurde. Mn bewirkt keine Rückphospherung (vgl. Windfrischverfahren).

Flußspatzusatz erleichtert die Entphospherung. Man macht davon Anwendung, wenn man die Schmelzen »abfangen« und dennoch eine reaktionskräftige Schlacke haben will[1]).

Das Verhalten des Schwefels im Martinofen.

Gegenüber dem Windfrischverfahren besteht der Umstand, daß die Feuergase im Martinofen beständig gasförmige Schwefelverbindungen (SO_3, SO_2, H_2S) in das Eisen einführen, die sofort unter Entstehung von FeS zerlegt werden. Dadurch wird eine Zunahme des S-Gehalts von + 0,015 bis 0,020 % bedingt, die bisweilen die Abnahme überwiegen kann. Die letztere findet in gleichem Sinne wie beim Windfrischverfahren (vgl. daselbst) statt, also

a) durch Ausseigern,

b) durch chemische Umsetzung und Verschlackung als MnS. Daß CaS nur ausnahmsweise in Frage kommt, ist S. 411 erörtert.

Erfolgt Entschwefelung durch Ausseigern[2]), so findet dasselbe wie im Roheisenmischer statt, d. h. es gelangen Legierungen, die reich an MnS und FeS sind (ersteres unterstrichen) an die Oberfläche. Hier oxydiert sich der Schwefel und entweicht in den Gasen, zum Teil fließen die Sulfilde mit der Schlacke ab.

Bei geringen S-Gehalten des Einsatzes wird diese Art der Entschwefelung nur geringen Umfang haben. Bei höheren ist sie bedeutend, bei unter etwa 0,1 % findet sie nicht statt. Sie setzt auch höheren Mn-Gehalt des Einsatzes voraus, der nur zu Anfang und nach Geben der Zusätze besteht. Beim sauren Verfahren ist die Abnahme des S-Gehalts nur in dieser Weise zu erklären. Meist besteht hier allerdings infolge der Wirkung der Feuergase eine geringe Zunahme[3]).

---

[1]) Goldmann Stahl und Eisen, 1919, S. 1385.

[2]) Der Verfasser versteht unter Ausseigern eine Entmischung auf Grund des Unterschiedes der spez. Gewichte (seiger = senkrecht).

[3]) Eine schwedische Studie nennt Stahl und Eisen, 1897, S. 417 0,015 % S im Einsatz, dann nach dem Einschmelzen 0,003 %, dann wieder infolge der Einwirkung der Feuergase 0,015 % und am Schluß infolge der Wirkung des Ferromangans 0,012 %.

Beim **basischen** Verfahren rechnet man im allgemeinen damit, daß die Aufnahme aus den Feuergasen nahezu der Abnahme die Wage hält. Meist besteht allerdings eine geringe Abnahme, aber das Verhalten des S ist recht unsicher[1]). Martinflußeisen ist — nebenbei gesagt — etwas weniger empfindlich gegen S wie Thomasflußeisen[2]).

In der Folgezeit hat man gelernt die Schlackenführung besser zu handhaben und infolgedessen mit größerer Sicherheit zu entschwefeln.

Über die chemischen Reaktionen mag der Leser beim Konverter nachlesen. Die Entschwefelung geht hier im gleichen Sinne vor sich. Der Verfasser glaubt nicht an die Bildung von CaS, weil das FeO der Schlacke, ebenso wie im elektrischen Ofen, hinderlich auftritt. Das FeS muß in MnS übergeführt und verschlackt werden. Das zur Bildung von MnS erforderliche Mn wird durch die Mn-Reduktion aus der Schlacke geliefert, von der beim Mn die Rede war.

$$Mn + FeS = MnS + Fe.$$

Damit aber die Entschwefelung gelingt, ist es erforderlich, daß die Vorbedingungen für die Mn-Reduktion aus der Schlacke und die nötige Zeit gegeben und die Schlacke gasfrei und lösungskräftig ist (genügende CaO-Menge).

Alsdann kann man bei Qualitätsmaterial einen Schwefelgehalt von 0,03 % gewährleisten, sonst gilt etwa 0,04—0,07.

Um noch niedrigere Gehalte zu erreichen, muß man die bei bestem Einsatz durchgeführte basische Schmelze in den sauren Martinofen, zusammen mit schwedischem Roheisen überführen und eine dichte Schlackendecke halten, um die Schwefelaufnahme aus den Feuergasen zu hindern (vgl. S. 477).

Der Kalk muß möglichst S-frei sein, weil der S-Gehalt des Gypses sogleich in das Eisen geht. Dasselbe gilt beim Eisenerz.

Odelstjerna[3]) berichtet, daß man in Schweden sogar den Schrott in Rumpelfässern scheuerte, um das aus Feuergasen gebildete FeS von der Oberfläche zu entfernen. Aus demselben Grunde verwandte man Holzgas und röstete die Eisenerze bei sehr hoher Temperatur. Die beste Flußeisenqualität hatte dann nicht mehr als 0,015 % S.

---

1) **Campbell** nennt (Stahl und Eisen, 1893, S. 872) folgende Schwefelbilanz:

Im Einsatz	100	
» Stahl	30	
In der Schlacke	45	100
In den Gasen	25	

betont aber die Unsicherheit. Bei geringerem S-Gehalt im Einsatz als 0,1 % meist eine sehr geringe Anreicherung oder Abnahme.

Wedding sagt (Stahl und Eisen, 1890, S. 944) ungefähr dasselbe. Bei einer Schmelze wurden nacheinander 0,067, 0,079, 0,070 und im Fertigerzeugnis 0,087 % S gefunden.

Springorum hat beim Höschverfahren auch diese Unsicherheit bestätigt gefunden. Die beste Entschwefelung bei **hohem Mn-Gehalt**.

2) Stahl und Eisen, 1890, S. 944.

3) Stahl und Eisen, 1894, S. 703.



Man hat versucht Manganerz, Ferromangan und Spiegeleisen zwecks Entschwefelung einzuführen, aber konnte den S-Gehalt nur bis 0,23—0,12 herunter drücken[1]). Ebenso hatte man beim Saniterverfahren, bei dem Chlorcalzium + CaO verwendet wurde, keinen Erfolg[2]). Über andere Versuche u. a. mit Eisenerzen, Flußspat usw. berichtet Tompson[3]). Er nennt Entschwefelungswerte von 17—65 %, ohne greifbare Erfolge bei geringen Gehalten im Einsatz erzielt zu haben.

Um eine gute Entschwefelung im basischen Ofen zu erreichen, achte man vor allem darauf, eine genügende Mn-Menge im Einsatz zu haben und gebe die nötige Zeit. Man arbeitet an der Hand der Rotbruchprobe (vgl. S. 429). Zeigt diese hohen S-Gehalt, muß man der Schmelze noch Zeit geben.

Bei sehr edlen Erzeugnissen kann man so verfahren, wie es S. 473 für Werkzeugstahl angegeben ist d. h. man entfernt schnell die eisenreiche Schlacke und setzt dafür eine Decke aus sehr reinem Kalk.

Nunmehr kann die Reaktion

$$FeS + CaO + CO^{4)} = Fe + CaS + CO_2$$

ungestört stattfinden.

In neuerer Zeit ist Flußspatzusatz mit Erfolg angewendet um den Schwefelgehalt zu drücken. Man muß annehmen, daß gasförmige Fluorverbindungen entweichen, da Fl nur z. T. in der Schlacke nachgewiesen wird[5]).

Das Verhalten des Cu, Ni, As, Cr, Va, Ti im Martinofen.

Gehalte an Cu = 0,16 % und ähnlich sind sehr häufig. Cu geht im vollen Betrage ins Flußeisen. Über Ni und Cr findet der Leser S. 462 die Verlustziffern, die infolge Oxydation eintreten. Ungewollte Gehalte von 0,011, 0,022, 0,018 % Cr sind häufig. Sie können aus dem Schrott, auch aus dem Eisenerz stammen. Ein Übergang aus dem Ofenfutter bei Anwendung von Chromeisenstein als Baustoff in das Flußeisen wird verneint oder als sehr gering eingeschätzt[6]).

As ist in Beträgen von etwa 0,043 oder ähnlich häufig. Es geht im vollen Betrage ins Flußeisen[7]).

Ti wird im vollen Betrage verschlackt. Die Schlacke ist bei großem Tigehalt sehr dünnflüssig, greift aber das Ofenfutter nicht an[8]).

---

[1]) Riemer, Stahl und Eisen, 1902, S. 1357. Dichmanns Versuche (S. 126 seines Buches) bestätigen dies.
[2]) Das Saniterverfahren bei Krupp, Stahl und Eisen, 1895, S. 616.
[3]) Stahl und Eisen, 1896, S. 413.
[4]) Aus dem C des Flußeisens herrührend.
[5]) Vgl. Schleicher, Stahlwerkskommission 1920.
[6]) Stahl und Eisen, 1887, S. 27 (Gautier und Deshayes).
[7]) Stahl und Eisen, 1888, S. 527 (Pattinson und Stead).
[8]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1593 (v. Maltiz).

Va wird beim Thomasverfahren bis auf einen sehr kleinen Teil verschlackt. Dies wird auch für den basischen Martinofen gelten. Es soll sich ebenso wie P verhalten [1]).

Das Verhalten des Eisens und der Aufbau der Schlacke im Martinofen.

Wenn Schrott und Roheisen in den Martinofen eingesetzt wird, bedecken sie sich schnell mit Glühspan Fe_3O_4, der von der Schlacke gelöst wird; diese Glühspanbildung wiederholt sich in stetigem Wechsel mit dem Auflösen, bis der Einsatz geschmolzen ist.

Beim Arbeiten mit flüssigem Roheisen treten in gleichem Sinne Eisenerze und Walzsinter mit ihrem Fe_2O_3 und Fe_3O_4gehalt an die Stelle des Glühspans.

Dieses Fe_3O_4 verschwindet spurlos in der Schlacke. Wie ist dies zu erklären?

Wir müssen saures und basisches Verfahren scharf von einander trennen. Bei dem erstern vollzieht sich sehr schnell der Vorgang:

$$Fe_3O_4 + 4\ SiO_2 + Fe = 4\ (FeO \cdot SiO_2).$$

Für SiO_2 kann auch z. T. Al_2O_3 eintreten.

Fehlt es an SiO_2, so wird selbsttätig der Ofenherd angegriffen und die fehlende SiO_2 ergänzt.

Zu diesem so verschlackten FeO gesellt sich dasjenige, das innerhalb des Eisenbades entsteht.

Beim basischen Ofen ist SiO_2 vorhanden, soweit das Si des Roheisens und das abschmelzende Gewölbe ausreicht. Diese Menge ist aber ungenügend; denn außer dem Fe oxydiert sich auch Mn und muß verschlackt werden. Eine Anleihe aus dem Herd ist unmöglich. Im Gegenteil schmelzen auch CaO und MgO ab und vermehren die Basen.

Um hier einen Ausweg zu finden, muß man daran denken, daß es bei einer Lösung garnicht darauf ankommt, chemische Verbindungen, namentlich Silikate zu haben, sondern daß sich alle chemischen Körper in einander zu lösen vermögen, wie dies beim Hochofen und Konverter geschildert ist. Bei letzterem lösen sich CaO und die Eisensauerstoffverbindungen ineinander; jedoch ist nach des Verfassers Ansicht dabei Voraussetzung, daß FeO wenigstens z. T. erst höher oxydiert wird.

Dabei an Kalziumferrite zu denken, wie es Kohlmann [2]) tut, ist nicht nötig. Sie mögen ja vorhanden sein, aber gerade so gut wie NaCl im Wasser in beliebiger Menge (bis zu einer bestimmten Grenze) löslich ist, so geht es auch hier.

[1]) Stahl und Eisen, 1882, S. 509 und 595.

[2]) Metallurgie, 1910, S. 304. Calziumferrite $\cdot$ CaO $\cdot$ Fe_2O_3, ebenda, 1910, S. 225 (Kohlmeyer & Hilpert). Den niedrigsten Schmelzpunkt hat 1 CaO 1 Fe_2O_3.

Wie gesagt, muß aber erst FeO zu Fe_3O_4 oxydiert werden. Dieser Vorgang ist im basischen Konverter viel deutlicher ausgeprägt als im Martinofen, wo im Laufe der Zeit Fe_3O_4 wieder größtenteils in FeO umgewandelt wird. Aber sicher bildet auch hier diese Oxydation den Regulator für den Auflösungsvorgang, wie es beim Thomasverfahren besprochen ist.

Insofern läßt sich der Aufbau der Schlacke garnicht vom Verhalten des Eisens trennen.

Beim Studium der Schlackenzusammensetzung kann man erkennen, daß es eisenärmere und eisenreichere Schlacken gibt (vgl. Bertrand-Thiel und Höschverfahren). Bei ersteren wirkt ein hoher Gehalt an Calziumphosphat (4 CaO P_2O_5) ausgleichend, um die Lösung zu ermöglichen. Bei letzterer ist es der hohe Fegehalt.

Es steht eine P_2O_5-reiche und Fe-arme einer P_2O_5-armen und Fe-reichen Schlacke gegenüber.

Wenn man P_2O_5 an CaO bindet und dann Säuren und Basen in den Schlackenanalysen mit Ausschluß des FeO gegenüberstellt, so ergibt sich ein Basenüberschuß, der durch FeO bzw. Fe_3O_4 aufgehoben werden muß, und zwar kommt auf 1 kg Überschuß etwa 0,6 kg FeO, während es beim Thomasverfahren 0,64 % waren (alles Fe in FeO umgerechnet). Unverschlacktes Fe_3O_4 ist in der Temperatur des Martinofens unschmelzbar.

Auf eine gut flüssige und heiße Schlacke kommt es an; dann vollziehen sich chemische Umsetzungen zwischen Schlacke und Metall, die gerade beim basischen Martinofen von hervorragender Bedeutung sind, regelrecht. Wir haben hier bereits kennen gelernt:

a) $MnO + Fe \rightleftarrows Mn + FeO$
b) Fe_3O_4 (in der Schlacke) + C (im Eisen) = 3 FeO + CO und
c) FeO (in der Schlacke) + C (im Eisen) = Fe + CO

Diese Schlackenreaktionen äußern sich in einem Einfließen des Mn in das Eisenbad, was sehr bemerkenswert ist, und dem Martinflußeisen seine Überlegenheit über das Thomasflußeisen gibt (Desoxydation), und in einer starken Reduktion des Eisens aus dem zugefügten Eisenerz oder Walzsinter.

Diese letztere kommt bei den Roheisenfrischverfahren ganz besonders zur Geltung, wo bis zu 90 % des im Eisenerz zugeführten Fe auf diese Weise gewonnen wird. Aber auch beim reinen Schrottschmelzverfahren ist sie möglich, und zwar wird hier beim Einschmelzen und in niedriger Temperatur viel Fe verschlackt, aber in hoher Temperatur, wo das C seine höchste Reduktionskraft hat, wieder zurück gewonnen.

Man hat bestätigt gefunden, daß eine weitgehende Eisenreduktion auch in anderem Sinne günstig ist. Die Schlackenmenge wird

dadurch geringer und die Schlacke fließt gut d. h. nicht zu dünn- und nicht zu dickflüssig. Nur darf sie nicht so eisenarm werden, daß die Entphospherung leidet.

Einen hohen SiO_2-Gehalt der Schlacke wird man vermeiden, weil die Schlackenmenge unnütz vergrößert und ihre Wirkung abgestumpft wird.

Dichmann hält einen Gehalt von 10 % Fe = etwa 13 % FeO für den günstigsten, aber diese Zahl bezieht sich auf Roheisenfrischverfahren mit sehr geringem P-Gehalt. Es kommen größere und auch kleinere Fe-Gehalte bis herab zu 4—5 % Fe in Erscheinung[1]).

Nach Naske soll der Fe und Mn-Gehalt möglichst gleich sein. Man wird, um dies zu erreichen, meist den Mn-Gehalt vielfach durch Zusätze regeln müssen.

Ein größerer MgO-Gehalt macht die Schlacke dickflüssig[2]).

Die Zahlentafel hierunter gibt allerdings ein sehr wechselvolles Bild.

Beim sauren Martinverfahren muß man auf die Schlackenfrischreaktionen verzichten. Eine Wechselwirkung zwischen FeO und MnO wäre vielleicht denkbar, aber sie geschieht sicher in sehr bescheidenem Umfange, weil CaO fehlt, das das Mnsilikat zerlegen kann. Die Schlackenzusammensetzung ist viel einfacher gestaltet und gibt ein viel einheitlicheres Bild. Geringe Mengen von Fe_2O_3 kommen in saurer Martinofenschlacke vor.

Zahlentafel. Schlacken im Martinofenbetriebe.

Nr.	Flußeisen					Schlacke								
	C	Si	Mn	P	S	SiO_2	Al_2O_3	MnO	FeO	Fe_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	S
						Saurer Martinofen								
1	0,31	0,01	0,45	—	—	49,6	—	20,89	25,4	—	—	—	—	—
2	0,37	0,02	0,40	—	—	59,1	1,85	20,0	14,7	—	3,2	0,4	—	—
3	0,14	0,025	0,065	—	—	53,4	—	—	21,9	0,57	—	—	—	—
4	Gutehoffnungshütte					46,0	2,33	9,30	41,6	—	0,30		—	—
5	Riesa					44,7	3,64	2,85	49,1	—	—	—	—	—
6	amerikanisch (Campbell)					50,7	—	19,6	27,9	—	—	—	—	—

Nr. 1 und 2. Stahl und Eisen, 1884, S. 259 (Ledebur). Nr. 3. William und Hadfield, Stahl und Eisen, 1902, S. 638. Nr. 4—6. Ledeburs Eisenhüttenkunde entnommen.

[1]) Dichmann stellt folgende Normalschlackenzusammensetzungen auf:

Bei vollständiger Entkohlung	Bei Entkohlung auf 2—3 % C
21 % SiO_2	34 » SiO_2
26 » (FeO + MnO)	26 » (FeO + MnO)
4 » Verunreinigungen	4 » Verunreinigungen
Zusammen 51 %	64 %
CaO + MgO = 49 » (aus dem Unterschiede)	36 » (CaO + MgO)
Zusammen 100 %	100 %

[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1042 (Donner-Geiswaid).

Nr.	Flußeisen C	Si	Mn	P	S	Schlacke SiO_2	Al_2O_3	MnO	FeO	Fe_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	S	
						Basischer Martinofen.									
1	0,22	0,02	0,194	0,011	—	13,9	2,80	10,4	24,6	—	39,5	5,8	2,30	—	
2	—	—	—	—	—	10,3	8,45	6,88	14,98	—	55,65	4,15	1,17	—	
3	—	—	—	—	—	13,64	2,23	8,76	18,57	1,37	39,70	11,75	0,81	—	
4	—	—	—	—	—	31,80	3,32	6,26	9,31	—	33,11	11,35	2,62	—	
5	—	—	—	—	—	22,59	—	—	13,54	—	39,52	14,73	2,29	—	
6	—	—	—	—	—	16,25	1,30	15,06	8,45	8,87	34,88	4,72	9,40	—	(13,1% Fe)
7	0,05	0,01	—	0,01	—	18,70	—	14,0	14,82	2,87	—	—	1,58	Roheisenfrischen	
8	0,09	0,02	1,02	0,01	—	30,4	—	8,0	4,94	1,37	—	—	0,47	»	
9	2,5	0,04	0,10	0,087	—	19,2	—	—	7,7	—	—	—	18,9	Bertrand-Tielverfahren	
10	0,15	0,018	0,32	0,01	—	13,0	—	—	16,7	—	—	—	5,0		
11	1,76	0,03	0,35	0,10	0,086	14,4	—	3,86	6,3	—	51,8	—	17,26	0,17	Höschverfahren
12	0,11	0,01	0,33	0,02	0,046	15,5	—	9,55	13,3	—	47,7	—	5,33	0,19	
13	1,34	Sp.	0,16	0,11	0,080	8,4	0,33	4,6	7,8	—	45,7	4,7	25,3	0,40	Höschverfahren
14	0,075	Sp.	0,47	0,020	0,077	10,4	0,33	6,5	20,1	—	46,5	9,1	6,0	0,06	
15	0,73	—	0,18	0,102	0,05	14,9	—	—	24,3	—	—	—	9,4	—	Talbotverfahren
16	0,10	—	0,21	0,021	0,047	13,0	—	10,8	19,9	—	—	—	6,6	—	
17	bei 1,7% P im Roheisen												18,2	—	
18	» 1,1 » »												14,9	—	

Nr. 1. Stahl und Eisen, 1891, S. 549 (Schmidhammer). Nr. 2. Ebenda, 1889, S. 400. Nr. 3. Ebenda, 1885, S. 94. Nr. 4. Schlacke aus Riesa (Ledebur). Nr. 5. Stahl und Eisen, 1893, S. 872 (amerikan. Campbell). Nr. 6. Französisches Werk aus Ledeburs Eisenhüttenkunde, S. 378. Nr. 7 und 8. Stahl und Eisen, 1907, S. 230. Nr. 9. Schlacke des 1. Ofens. Nr. 10. Schlacke des 2. Ofens vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 41. Nr. 13 und 14. 1. und 2. Schlacke beim Höschverfahren eines westfälischen Werks. Nr. 13 und 14. Dasselbe auf dem Höschwerk (Springorums Doktorarbeit). Nr. 15 und 16. Zwei aufeinanderfolgende Schlacken beim Talbötverfahren, Stahl und Eisen, 1900, S. 265. Nr. 17 und 18 aus dem Schusterschen Vortrage Stahl und Eisen, 1914, S. 1033 (Talbotöfen).

Die Berechnung der Schlackenmenge und des Abbrandes für 100 kg Flußeisen.

Beides läßt sich nicht von einander trennen.

A. Saurer Ofen. Man geht am besten vom Mn-Gehalt aus.

	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Fe %
Durch den Einsatz unter Einschluß der Zusätze beim Fertigmachen, soweit sie in den Ofen eingesetzt werden, eingeführt	0,58	0,49	1,70	0,089	0,016	—
Durch das Eisenerz wird eingeführt	—	—	0,06	—	—	2,82
Im Fertigerzeugnis sind	0,10	0,00	0,37	0,090	0,020	—
Es sind also vergast oder verschlackt	0,48	0,49	1,39	—	—	—
Die Schlacke enthält	—	—	7,2	—	—	32,4

Schlackenmenge, auf der Basis Mn berechnet $= \frac{1{,}39 \cdot 100}{7{,}2} = 19{,}3\%$

Die Schlacke enthält $\frac{19{,}3 \cdot 32{,}4}{100} = 6{,}25$ kg Fe

Abbrand $= 0{,}48 + 0{,}49 + 1{,}39 + 6{,}25 = 8{,}61$ kg
Ausbringen $= 100 + 0{,}06 + 2{,}82 - 8{,}61 = 94{,}27\%$
Verlust $= 5{,}73\%$.

B. Basischer Ofen. Man geht am besten vom P-Gehalt aus.

	C %	Si %	Mn %	P %	S %	Fe %
Durch den Einsatz wie oben eingeführt	4,61	0,84	2,20	0,15	0,02	—
Durch das Eisenerz (P frei) »	—	—	—	—	—	13,0
Im Fertigerzeugniß sind	0.07	0,02	0,91	0,03	0,03	—
Es sind also vergast oder verschlackt	4,54	0,82	1,29	0,12	—	—
Die Schlacke enthält	—	—	14,5	0,75	—	7,35

Schlackenmenge, auf Basis P berechnet $= \frac{0{,}12 \cdot 100}{0{,}75} = 16{,}0\%$

Die Schlacke enthält $\frac{16{,}0 \cdot 7{,}35}{100} = 1{,}18$ kg Fe

Abbrand $= 4{,}54 + 0{,}82 + 1{,}29 + 0{,}12 + 1{,}18 = 7{,}95$ kg
Ausbringen $= 100 + 13 - 7{,}95 = 105{,}05\%$
Zugang (Zubrand) $= 5{,}05\%$[1].
Wenn das Eisenerz P enthält, so ist seine Menge in Ansatz zu bringen.

Menge der verschlackten Ofenbaustoffe[2].

Beispiel:

Es soll ein basischer Ofen sein, bei dem Gewölbe und Köpfe SiO_2 und der Herd CaO und MgO in die Schlacke führen.

Man berechnet zunächst, wieviel Dolomit verschlackt ist (6% SiO_2; 58% CaO; 36% MgO). Auf 1 kg MgO kommen $\frac{100}{36} = 2{,}78$ kg Dolomit und 0,17 kg SiO_2.

[1] Springorum (Doktorarbeit) bildet zwei Gleichungen mit zwei Unbekannten, x = Eisengewicht, y = Schlackengewicht und greift dabei a) auf den jeweiligen Fe-Gehalt von Eisen und Schlacke, b) auf den jeweiligen Mn-Gehalt von Eisen und Schlacke zurück.

Der Verfasser hält sein Verfahren für einfacher. Man muß natürlich einen etwaigen P und Mn-Gehalt des Erzes bei genauen Berechnungen berücksichtigen.

[2] Dichmann (S. 112 seines Buches) rechnet wie folgt:

Ein 30 t Ofen überdauert 600 Schmelzen = 18000 t Einsatz. Für Gewölbe und Köpfe sind 52000 kg Dinassteine verwandt. Davon 1/2 abgeschmolzen = 26000 kg. Dies ergibt rund 0,15 kg SiO_2 für 100 kg Einsatz aus den Steinen.

Wird 5% vom Einsatz an gebranntem Dolomit verbraucht, der 6% SiO_2, 89% (CaO + MgO) enthält, so ergeben sich hieraus 0,3 kg SiO_2 und 4,4 kg (CaO + MgO) für 100 kg Einsatz.

Der Verfasser hat gefunden, daß diese Zahlen vielfach zu hohe Werte ergeben, auch ist der Verbrauch an Dolomit vielfach geringer z. B. nur 1,8 kg und ähnlich.

Die Schlackenmenge sei 18 kg für 100 kg Flußeisen mit 4% = 0,72 kg MgO. Durch Eisenerz und Kalk sollen 0,3 kg MgO eingeführt sein.

Dann sind (0,72—0,30) · 2,78 = 1,17 kg Dolomit abgeschmolzen mit 0,07 kg SiO_2.

In gleicher Weise wird die von Köpfen und Gewölbe abgeschmolzene SiO_2-Menge ermittelt.

Man muß aber hier berücksichtigen, daß SiO_2 auch aus dem mit den Gießrückständen eingeführten feuerfesten Material stammt.

Dieses möge aus 30% Al_2O_3, 66% SiO_2 in runden Ziffern bestehen. Der Tonerdegehalt der Schlacke stammt, wenn Erz und Kalk praktisch Tonerdefrei sind, nur aus dieser Quelle.

Die Schlacke soll 2% Al_2O_3 = 0,36 kg Al_2O_3 enthalten, entsprechend $0{,}36 \cdot \frac{66}{30} =$ 0,79 kg SiO_2, die an den Gießrückständen haften.

Aus dem Eisenerz und Kalk sollen 0,8 + 0,3 kg und aus dem Si-Gehalt des Einsatzes 0,7 kg SiO_2 stammen, alles für 100 kg Flußeisen. Aus dem Herde fließen 0,07 kg SiO_2 ein.

Wenn die Schlacke (18 kg) 16,0% = 2,88 kg SiO_2 enthält, so beträgt die aus Köpfen und Gewölbe abgeschmolzene SiO_2-Menge

$$= 2{,}88 - (0{,}79 + 0{,}8 + 0{,}3 + 0{,}7 + 0{,}07) = 0{,}22 \text{ kg für 100 kg Flußeisen.}$$

Mn-Bilanz.

In ähnlicher Weise wie oben kann man die Gesamtmenge des Mangans den Mn-Mengen in Schlacke und Flußeisen gegenüberstellen und dabei auch feststellen, ob eine Reduktion des Mn aus dem Erz stattgefuuden hat.

Menge des Zuschlagkalks.

Diese ließe sich im Sinne der Ausführungen S. 413, (chem. Vorg.) unter Benutzung der obigen Berechnungen durchführen. Aber das, was beim Hochofen und Konverter unumgänglich nötig ist, ist hier überflüssig. Man hält sich an den Augenschein und das Verhalten der Schlacke bei den Vorproben. Man muß sich nur hüten, von vornherein zuviel CaO zu setzen, weil dann die Merkmale verschwinden, und die Schlacke nicht gut fließt. Man spart deshalb einen Teil des Kalkes zum Nachsetzen und wiederholt meist das letztere mehrmals.

Die Verwendung der Martinofenschlacke für Düngezwecke.

Da ein P_2O_5-Gehalt von etwa 13% die untere Grenze bildet, so ist ein unmittelbares Vermahlen zu Thomasphosphatmehl[1]) nur unter besonderen Verhältnissen möglich, die praktisch nur beim Betrand-Thiel-, Hösch- und Talbotverfahren und bei den neueren Kippofenverfahren gegeben sind. Hier allerdings mit vollem Erfolge[2]). Die Zitratlöslichkeit ist eine gute, sofern man nicht Flußspat verwendet hat, der schon in kleiner Menge sehr ungünstig einwirkt.

Da, wo der P-Gehalt geringer ist, kann man die Martinschlacke beim Vermahlen hochhaltiger Schlacken zusetzen und, wenn dies keinen

[1]) Der Name Thomasphosphatmehl wird auch hier im Handel angewendet, weil es keinen Unterschied bedeutet, ob die Schlacke im Thomaskonverter oder Martinofen erzeugt ist.

[2]) Auf einem westfälischen Werke konnte der Verfasser 23,7% P_2O_5 bei 90% (85—94) Zitratlöslichkeit als Durchschnittszahlen notieren.



Vorteil bringt, im Hochofen, vornehmlich bei der Erzeugung von Thomasroheisen verwerten. Bei dem geringen Fe-Gehalt ist dies bei größeren Frachtbeträgen nicht immer möglich. Günstig wirkt allerdings der hohe Mn- und CaO-Gehalt ein. Die Entscheidung kann nur durch eine Bewertung von Fall zu Fall geschehen (vgl. Bd. I).

Die Feuergase des Martinofens.

Ihre Zusammensetzung ist S. 329 gekennzeichnet. Hier ist mit einem Luftüberschuß von 10% gerechnet, der ausreicht[1]. Stellenweise ist er noch geringer, ja es besteht sogar ausnahmsweise reduzierendes Gasgemisch, um die Sauerstoffaufnahme des Bades möglichst gering zugestalten vgl. S. 358 (Panzerplatten), auch S. 471.

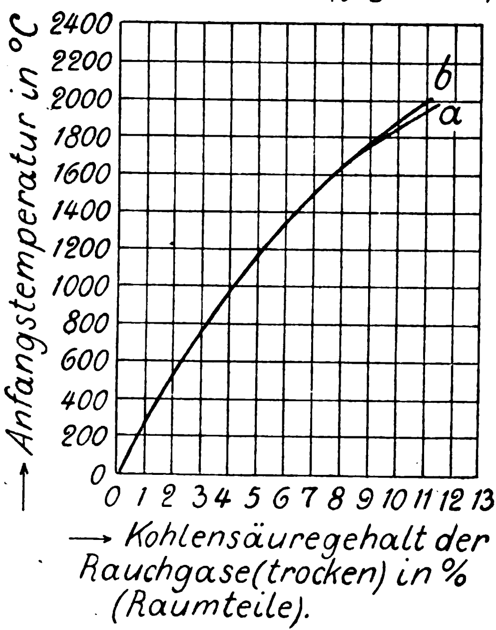


Abb. 285. Kurve der maximal erreichbaren Verbrennungstemperatur (Grenztemperatur) für Leuchtgas. Kurve *b* ohne Dissoziation. Kurve *a* mit Dissoziation von CO und Wasserdampf. Nach Stahl und Eisen, 1914, S. 1005. Man sieht, daß der Einfluß der letzteren sehr gering ist.

Gase, die keine Kohlenwasserstoffe enthalten, neigen zu einem Verschleppen der Entzündung. Man hat dies erfahren, wenn man reines Koksgas (nicht Koksofengas) verbrannte. Die aus den Kohlenwasserstoffen abgespaltenen Rußteile scheinen demnach eine günstige Wirkung katalytischer Art auszuüben (vgl. S. 303).

Sonst wirkt auch die hohe Vorwärmung von Gas und Luft auf schnelle Vereinigung mit dem Sauerstoff.

Die Frage, ob reine Dissoziation stattfindet — also im Sinne der Reaktionen:

$$CO_2 = CO + O$$
$$H_2O = H_2 + O$$

kann, praktisch genommen, vereint werden (Abb. 285).

Man hat früher die Dissoziationstemperatur viel zu niedrig angegeben, z. B. 900—1000° für Wasserdampf; 1000—1200° für CO_2.

[1] Der Verfasser hat auf Grund von Essengasanalysen einen solchen von 10—15% berechnet. Krüger (Doktorarbeit Breslau) hat 7—12% bei Koksofengas und Mischgas gefunden. Eichhorn (Stahl und Eisen, 1888, S. 604) rechnet mit 10—20%.

Nach Haber ist aber der Umfang der Dissoziation bei allen unseren Flammen, die nur ausnahmsweise eine höhere Temparatur als 1700° erreichen, sehr gering. Erst bei 2000° handelt es sich um 1 % unzersetzten Wasserdampf und 4 % CO_2 [1]). Da wir im Martinofen keine höhere Flammentemperatur als höchstens 1800° haben, ist hiermit die Frage beantwortet. Die Reaktionen, bei denen CO_2 und H_2O oxydierend auf Fe wirken, haben nichts mit Dissoziation zu tun.

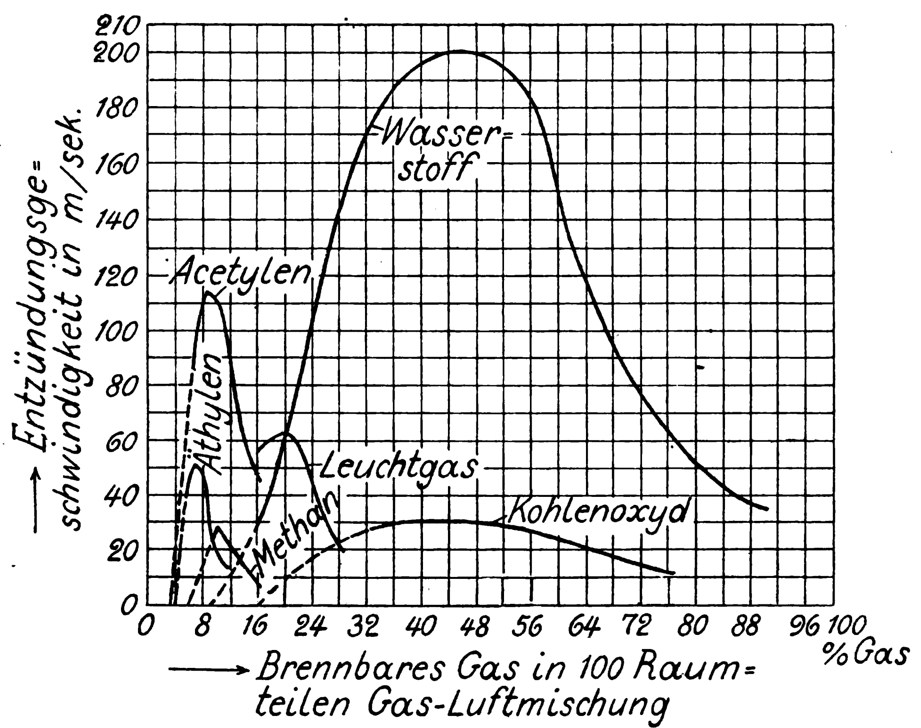


Abb. 286. Schaubild der Entzündungsgeschwindigkeit verschiedener Gase nach Ubbelbode und Hofsäß. (Stahl und Eisen, 1914, S. 1006.)

[1]) Der erste, welcher Dissoziation feststellte war Bunsen. Er nannte aber zu geringe Temperaturen.

Die Dissoziation äußert sich z. B. darin, daß eine Azethylenflamme, die rechnungsgemäß 3500° ergeben müßte, nur 2000° messen läßt, und daß sie im unteren Teil nur CO und H enthält; CO_2 und H_2O bilden sich erst weiter oben im abgekühlten Teil der Flamme (Stahl und Eisen, 1911, S. 755).

Ebenso berechnet Bunte die Höchsttemperatur einer Leuchtgasflamme auf 2010°. Die wirkliche Temperatur ist nur 1990° (Stahl und Eisen, 1914, S. 1006). Mallard und Chatelier lassen die Dissoziation von CO_2 bei 1800° beginnen (Metallurgie, 1909, S. 305). Blaß fand bei Platinschmelzhitze (1780°) fast keine Dissoziation bei verbrennendem Wassergas (Stahl und Eisen, 1892, S. 893). Vgl. auch Schenk, ebenda, 1914, S. 230, und Nernst Verbrennungsprozeß in Gasmotoren (Springer).

Schwere Kohlenwasserstoffe scheiden C in Gestalt von Ruß ab. CH_4 tut dies nur dann, wenn es an Sauerstoff fehlt.

Von der Entzündungsgeschwindigkeit war beim Bau des Martinofens die Rede. Abb. 286 gibt ein Schaubild, das Ubbelbode und Hofsäß entworfen haben.

Die Entzündungstemperatur des Gases, die bei etwa 600—700° liegen wird, ist immer vorhanden. Die Strahlhitze weißglühender Steinflächen tut das Übrige, um eine schnelle Verbrennung zu bewerkstelligen.

Eine Theorie der freien Flammenentfaltung (in hochgewölbten Ofen) wollte einst Friedrich Siemens, der Erfinder der Umschaltfeuerung (Regenerativfeuerung) begründen. Aber eine solche Theorie gibt es nicht[1]).

Bei der Verbrennung des Gases unter möglichster Fernhaltung von Stichflammen legt der Verfasser Wert auf die Entstehung von Wirbeln, wie er beim Bau des Martinofens auseinandergesetzt hat.

Die Gase führen Flugstaub mit, der sich in den Kammern auf den Steinflächen niederschlägt und die Kammerschlacke bildet.

Sie besteht z. B. aus:

51 % SiO_2, 22 % Fe, 2,3 % Mn[2])
45 % ihrer Menge stammt aus Ofenbaustoffen
26 » » » » » Erzen und Zuschlägen
28 » » » » » dem Schmelzbade.

Die Zusammensetzung des Flugstaubs wird im allgemeinen mit dem beim Konverter übereinstimmen (vgl. S. 164).

Desoxydation.

Der Leser sei hier auf das Windfrischverfahren verwiesen, um die chemischen Vorgänge kennen zu lernen. Die Desoxydation in praktischer Ausführung wird beim Betriebe des Martinofens erörtert werden.

38. Der Betrieb des Martinofens.

Vorbemerkung.

Es soll hier nur das erörtert werden, was allgemein für alle Martinverfahren, gleichgültig ob es sich um Schrott- oder Roheisenverfahren handelt, gilt. Anschließend an dieses Kapitel sollen dann die einzelnen Verfahren gekennzeichnet werden.

Die Reihenfolge der Maßnahmen beim Martinofen ist: Flicken, Einsetzen, Schmelzen, Auskochenlassen, Fertigmachen, Abstehenlassen, Gießen. Das Wort »Auskochenlassen« deutet die Zeitspanne an, in der sich die Frischvorgänge bis zum Fertigmachen

---

[1]) Vgl. den scharfen Meinungsstreit zwischen Siemens und Lürmann, Stahl und Eisen, 1886, S. 252.

[2]) Stahl und Eisen, 1912, S. 1774 und 1869.

vollziehen. Das CO entweicht in Gestalt großer Blasen, die die Erscheinung des Kochens erzeugen.

Zuvor sollen auch einige Hinweise gegeben werden, um das Anwärmen und Inbetriebsetzen eines Martinofens zu kennzeichnen.

Da wo nicht ausdrücklich etwas anderes gesagt ist, ist immer der basische Ofen gemeint. Er ist vorherrschend Deshalb wird dies Verfahren als gerechtfertigt erscheinen.

Das Anwärmen des Martinofens.

Es darf nicht zu schnell geschehen, weil sonst die Feuchtigkeit nicht die nötige Zeit hat, um aus den Steinen und dem Mörtel nachzufließen, und weil ein schroffer Temperaturwechsel bei feuerfestem Material, besonders bei Magnesit vermieden werden muß.

Die Anker müssen ständig beobachtet werden, damit sie unter der Wärmeausdehnung des Mauerwerks nicht reißen und auch nicht ohne Spannung sind. Man prüft ihren Klang.

Abb. 287. Abstützen des Gewölbes gegen die Anker durch die Streben *a*.

Das Gewölbe belastet man oder stützt es gegen die Anker ab, damit es sich nicht emporwölbt und die Fugen klaffen Abb. 287. Man beginnt mit einem Holzfeuer (3—4 Stunden), dann folgt vielfach ein Koksfeuer. Erst dann läßt man vorsichtig Gas eintreten. Man steigert die Gasmenge unter sehr vorsichtigem Folgen mit dem Essenschieber derart, daß man nach etwa 3—7 Tagen volle Hitze hat. Man kann also meist nach 5—7 Tagen[1]) schmelzen. Bedingung ist allerdings, daß man anfangs vor den Kammern ein Feuer unterhält.

Ein basischer Herd muß in geeigneter Weise gegen Holz und Koksasche (bei Erneuerung des Herdes gibt man immer ein Koksfeuer) geschützt werden, auch gegen vom Gewölbe niedertropfende saure Schlacke. Man bedeckt den Herd mit Ausschußblechen und auch mit Kalkmehl.

Nach dem ersten Abstich tut man gut, den Ofen nicht gleich wieder zu besetzen, sondern den Herd recht heiß werden zu lassen.

Das Einlassen des Gases muß vorsichtig geschehen, um Explosionen vorzubeugen. Der Ofen muß warm genug sein, um das Gas aufzunehmen. Man darf auch nicht eher anzünden, bis alle Luft in der Gasleitung und dem Gaskanal herausgetrieben ist. Man öffnet deshalb die Gasleitung, am Gaserzeuger anfangend und schließt die Öffnungen erst, wenn reines Gas ausströmt.

Versäumt man dies, so kann es geschehen, daß in den Gaszügen und dem Gaskanal ein explosibles Gemisch ist, d. h. ein Gemisch von

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 451.

Gas und Luft, wie es genau dem Verbrennungsvorgange entspricht. Dies entzündet sich dann an dem Feuer im Ofenraum.

Das Flicken des Ofens.

Es handelt sich hier nur um solche Ausbesserungsarbeiten, die nach jeder Schmelze geschehen müssen.

Zunächst werden Vertiefungen im Herde ausgepumpt, d. h. der flüssige Stahl daraus entfernt. Es geschieht mit der Kratze und durch Hineinschlagen mit schweren Eisenkörpern.

Haben sich Ansätze gebildet oder hat sich Stahl in den Herd eingefressen, so muß an dieser Stelle ausgeschmolzen werden. Es geschieht dies beim basischen Ofen nach Eintragen von Sand oder besser noch von Eisenerz, da Sand eine zu dünnfließende Schlacke gibt. Beim sauren Ofen wendet man am besten recht rostige Späne an oder auch wohl Eisenerz.

Das Einfressen von Stahl in den Herd ist sehr nachteilig. Der flüssige Stahl fließt in feine Risse, die sich immer mehr erweitern und kann einen schlecht gemachten Herd vollständig durchsetzen. Dieser leitet die Wärme gut nach außen, und der Ofen geht dann kalt. Bei kleinen Martinöfen kann es sogar zum Einfrieren kommen.

Nunmehr müssen die Vertiefungen ausgefüllt werden. Es geschieht dies beim basischen Ofen mit weißem Dolomit (d. i. gebrannter Dolomit ohne Teer), der in Erbsengröße eingebracht wird. Beim sauren Ofen bringt man Sand ein.

Die Rückwand flickt man beim basischen Ofen mit Teerdolomit, den man mit der Schaufel in starkem Schwunge wirft. Er klebt gut an der zu diesem Zweck schräg gestellten Wand, hat aber den Nachteil, daß die Teerdämpfe die Beobachtung erschweren. Man muß deshalb mitunter doch weißen Dolomit wählen.

Besondere Sorgfalt erfordert das Stichloch. Man muß darauf sehen, daß der Herd überall Neigung dahin hat, damit sich keine Sümpfe bilden. Es muß sicher und fest geschlossen sein, darf aber beim Öffnen nicht zuviel Widerstand und Zeitverlust bedingen, damit die Schmelze, wenn sie fertig ist, auch sofort abgelassen werden kann.

Man schmilzt das Stichloch, wenn es nötig ist, aus. Es geschieht durch Eintragen von Formsand beim basischen Ofen und rostigen Drehspänen oder Eisenerz beim sauren Ofen. Man schließt es dann beim basischen Ofen durch eine Stampfung aus weißem Dolomit[1]). Davor setzt man eine Stampfung aus einem Gemisch von weißem Dolomit und etwas Sand, vor diese gibt man eine Stampfung aus Teerdolomit und dann eine ebensolche aus Formsand als Sicherung gegen

---

[1]) Man hat auch mit gutem Erfolg ungebrannten Dolomit angewendet, vgl. Schmidhammer, Stahl und Eisen, 1897, S. 622.



Durchbruch. Beim sauren Ofen verwendet man Masse aus tonigem Sand, den man recht fest stampft.

Das Einsetzen.

Es geschieht mit der Hand, mit der Beschickungsmaschine und mit der Pfanne, wenn es sich um flüssiges Einsatzgut handelt.

Die Maschine kann man nicht immer verwenden. Muß man ein starkes Spritzen befürchten oder auch ganz gleichmäßig in kleinen Mengen verteilen, was für Zuschläge oft zutrifft, so muß man mit der Hand beschicken. Man kann dann auch auf der Schaufel vorwärmen.

Die weiteren Ausführungen können nur bei der Beschreibung der einzelnen Betriebsverfahren gebracht werden. Dasselbe gilt vom Schmelzen und Auskochenlassen. Es sollen hier aber die Maßnahmen beschrieben werden, die vom Schmelzer getroffen und überwacht werden müssen:

Das Umschalten.

Beim Umschalten ist zu beachten, daß unmittelbar danach das Gas, das die bisher benutzte Gaskammer und die Gaszüge erfüllt, verloren gegeben werden muß. Es fließt ungenutzt in den Essenkanal. Zu ihm gesellt sich das Gas, das während des Umschaltens unmittelbar aus der Gasleitung in den Essenkanal übertritt, falls man nicht die erstere vorher absperrt (vgl. S. 370).

Daraus geht hervor, daß man die Zahl der Umschaltungen möglichst verringern muß; nur darf man nicht so weit gehen, daß man die Kammern zuweit »auspumpt«. Das ist unvorteilhaft; denn auf der anderen Seite sind inzwischen die Fachwerke vollständig mit Wärme aufgefüllt, sie vermögen nichts mehr aufzunehmen, und die Verbrennungsgase fließen hochüberhitzt zur Esse. Man muß also umschalten, ehe dieser Zeitpunkt eintritt.

Abgesehen davon bringt dies »Auspumpen« den Nachteil, daß die Temperatur im Ofen in sehr großen Sprüngen wechselt. Dies ist der Qualität des Stahls nicht zuträglich. Odelstjerna hat beobachtet, daß Schmelzen, die vorübergehend kalt geworden waren, viel Mangan beim Fertigmachen gebrauchten, und auch dann nicht ganz gleichwertig waren[1]).

Man findet Umschaltzeiträume von 20—30 Minuten, meist 25 Minuten. Diese lassen sich aber nicht aufrecht erhalten, wenn der Ofen in starke Hitze kommt, was gegen Ende des Auskochens im Zusammenhange damit, daß nichts mehr zu schmelzen ist, geschieht. Man muß dann in kürzeren Zeiträumen, bis herab zu 5 Minuten, umschalten, damit die Flamme von dem gefährdeten Kopf weggenommen wird.

Beim Umschalten selbst ist zu beachten, daß Explosionen entstehen können, wenn der Essenkanal unter die Entzündungstemperatur

[1]) Stahl und Eisen, 1894, S. 697.

abgekühlt ist. Dieser Fall wird allerdings bei größeren Öfen kaum eintreten. Hier hat man viel eher den Übelstand zu hoher Essentemperaturen; aber bei kleinen Öfen ist der Fall sehr wohl denkbar.

Entweder muß man dann während des Umschaltens Luft und Gas absperren, was aber selten geschieht, oder man muß erst die Gasklappe umlegen, dann warten, bis die Gaskammer in die Esse entleert ist, und dann erst mit der Luftklappe folgen.

Dadurch wird erreicht, daß das in den Essenkanal einfallende unverbrannte Gas nicht die nötige Menge Verbrennungsluft vorfindet. Es kann sich also nicht ein explosibeles Gemisch bilden.

Von Explosionen beim Anlassen des Ofens war S. 421 die Rede.

Die Überwachung der Temperatur.

Der Schmelzer schätzt sie mit dem Auge. Er beobachtet die an den Türen züngelnden Flammen. Sind sie gelb, so geht der Ofen kalt, sind sie weiß, so geht er heiß.

Abgesehen davon beobachtet er mit einem blauen Glase die Köpfe. Ein Verschwimmen der Umrißlinien deutet hohe Temperatur an. Es besteht dann die Gefahr, daß Köpfe und Gewölbe anbrennen, d. h. anfangen abzuschmelzen.

Dies soll einem guten Schmelzer nicht passieren. Er muß rechtzeitig Gas und Luft abdrosseln, ehe der Ofen am Schluß der Schmelze, wo nichts mehr zu schmelzen ist und die Temperatur nicht mehr gezügelt werden kann[1]), zu heiß wird. Hat er dies versäumt, so kann wohl ein Umschalten die augenblickliche Gefahr beseitigen, aber der Ofen wird dadurch nicht kälter.

Es hilft da nur ein Öffnen des Gaszuges, um kalte Luft von außen eintreten zu lassen. Es ist dies wärmetechnisch und in Hinblick auf die Ofenhaltbarkeit falsch, aber Dichmann sagt, er wisse auch keinen anderen Ausweg.

Die Mittel, die letzterer sonst angibt, helfen nicht sofort. Arbeitet man mit großem Gasüberschuß oder Luftüberschuß oder mit Luft allein, so wird die Erniedrigung der Temperatur erst später in Erscheinung treten, zunächst aber das Gegenteil der Fall sein, weil eine große Wärmemenge aus der überhitzten Kammer einfließt.

So hohe Temperaturen sind auch, abgesehen von dem Mauerwerk des Ofens nicht günstig; denn die Erzeugungsmenge und die Qualität geht erfahrungsgemäß zurück (Dichmann). Wahrscheinlich, weil dabei leicht Sauerstoff von der Schmelze aufgenommen wird. Aus dieser Darstellung ist ersichtlich, daß zu große Kammern in Übereinstimmung mit den Ausführungen S. 362 geradezu schädlich sein können (vgl. auch S. 427).

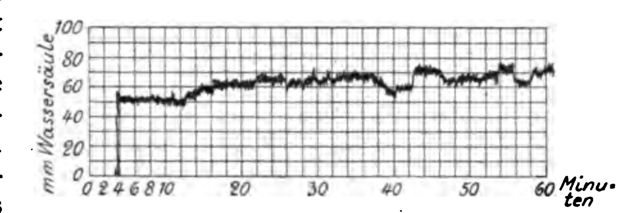
---

[1]) Unter Umständen auch nicht mehr durch Setzen von Kalkstein, an Stelle des gebrannten Kalkes.



Daß zu niedrige Temperatur unvorteilhaft ist, bedarf keiner Erörterung. Tritt die Gefahr des Einfrierens ein, so kann man sich, durch Setzen von Ferrosilizium (wenigstens beim sauren Ofen)[1]) und auch durch Geben von großem Luftüberschuß helfen, um die Wärme aus der Kammer zur Aushilfe heranzuziehen. Das letzte Mittel kann nur unmittelbar vor dem Abstich angewendet werden; denn hinterher macht sich die Abkühlung der Kammer geltend. Bei den viel zu kleinen Martinöfen, die man anfangs für Stahlformguß baute, kam ein dann folgendes Einfrieren gar nicht selten vor.

Die Temperaturen im Ofen, am Gaserzeuger, in den Kammern und in der Esse sind im Kapitel 43 (S. 477) gekennzeichnet.



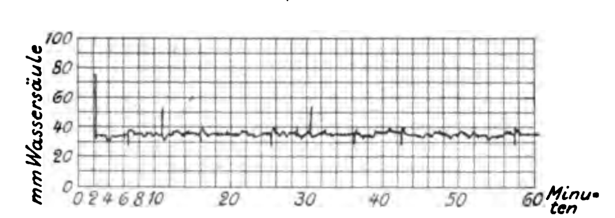


Abb. 288. Schaubild des Gasdruckes vor und nach Anwendung eines Druckreglers. Es handelt sich um Hochofengas, das zum Martinofen geleitet wird. Stahl und Eisen, 1913, S. 769.

Altersschwache Kammern, Luftüberschuß, Gas- und Luftdruck.

Der Schmelzer öffnet den Essenschieber, das Luftventil und läßt dann soviel Gas eintreten, wie der Ofen anzunehmen vermag. Dann

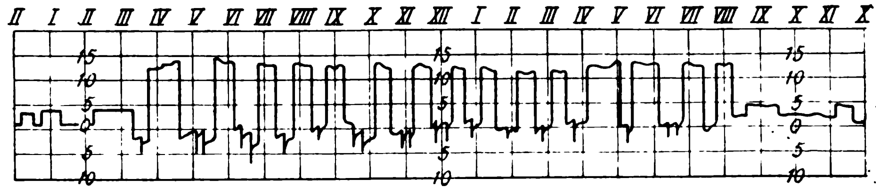


Abb. 289. Schaubild des Gasdrucks, an der Gaskammer mit einem Zugmesser von Paul de Bruyn in Düsseldorf aufgenommen. Nach dem Umsteuern geht der Schreibstift senkrecht nach oben. Man erkennt den Zeitpunkt des Umsteuerns, das hier ziemlich unregelmäßig geschah, die Handhabung des Kaminschiebers (auch ziemlich unregelmäßig) und die Handhabung des Gasventils (vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 439).

wiederholt er dies Verfahren bei größerem Einströmungsquerschnitt, bis ein zu großer Überdruck im Ofen erscheint. Auf diese Weise wird die gerade richtige Luftmenge bei richtigem Luftüberschuß (vgl. S. 418) gegeben.

---

[1]) Beim basischen Ofen kann dies nur mit Vorsicht geschehen, weil ein Rückwandern des P stattfindet.

Ein großer Überdruck darf nicht bestehen schon im Hinblick auf die Arbeit vor den Türen und die Türenhaltbarkeit. Er soll nur so groß sein, daß keine Luft von außen angesogen werden kann. Dieser Anforderung wird schon genügt, wenn die Flammen schwach an den Türöffnungen züngeln.

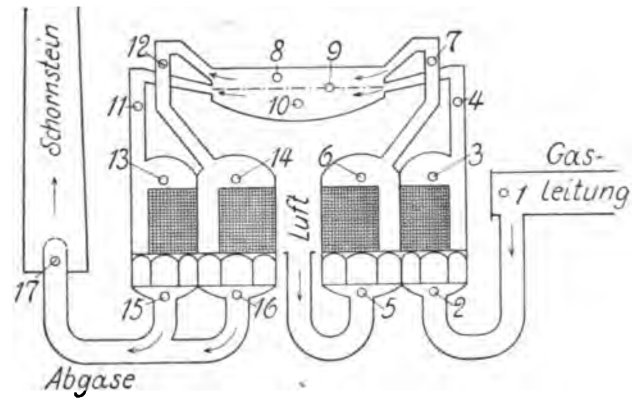


Abb. 290. Mittlere Gasdrücke (mm Wassersäule) und Temperaturen, gemessen an einem Martinofen (vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1776, nach Juon).

Meßstelle	1.	+ 15	600°
»	2.	+ 2 bis + 11 (+ 5)	650—750° (700°)
»	3.	+ 4	1100—1300° (1200°)
»	4.	+ 5 bis + 10 (+ 7)	1200—1300° (1250°)
»	5.	— 1	400—700° (550°)
»	6.	± 0	1100—1350° (1225°)
»	7.	+ 3	1250—1400° (1300°)
»	8.	nahe bei ± 0	
»	9.	bei 8 etwas größer	bis 1800°
»	10.	als bei 10	
»	11.	— 2 bis — 3 (— 3)	1700°
»	12.	+ 1,5	1700°
»	13.	— 14 bis — 15	1600°
»	14.	ebenso	ebenso
»	15.	— 19	750°
»	16.	— 18	700°
»	17.	— 33	600°

In der Gasleitung, in den Gaskammern und Gaszügen muß immer Überdruck bestehen, weil sonst hocherhitzte Luft bei der geringsten Undichtigkeit einfließen und eine Stichflamme erzeugen würde.

Über die Druckverhältnisse geben am besten selbstschreibende Zug- und Druckmesser Auskunft.

Juon (Jurjewka) nennt z. B. folgende Zahlenwerte[1]) (vgl. Abb. 290):

am Gebläse des Gaserzeugers	+ 100	bis	+ 110 mm Wassersäule					
in der Gasleitung	+ 47	»	+ 42	»	»			
» » Gaskammer rechts	+ 12	»	+ 15,	links	— 9	bis	— 11 mm	
» » Luftkammer	— 2	»	— 3,	»	— 8	»	— 9	»
im Schmelzraum	± 0							
in der Esse	— 38 mm.							

1) Stahl und Eisen, 1911, S. 819 und 1912, S. 1774 und 1869.

Man braucht solche Messungen, um die Kammern zu überwachen, die im Laufe der Zeit dadurch, daß sich Flugstaub auf die heißen Steinflächen legt und Schlacken bildet, verstopfen. Ein höherer Kohlenverbrauch und längere Schmelzdauer ist die Folge[1]).

Die Hilfsmittel gegen die Verschlackung der Kammern sind weiter oben genannt. Es kommt sehr viel auf ausreichend und richtig bemessene Schlackenräume an. In Jurjewka hat man bei altersschwachen Luftkammern, die noch mehr als die Gaskammern verschlackt werden, ein Schleudergebläse in Betrieb gesetzt. Jedenfalls muß man sich aber hüten, dann Überdruck entstehen zu lassen.

Man erkennt verstopfte Kammern auch leicht an den stark aus den Türspalten herausschlagenden Flammen. Der Schmelzer stellt dann das Gebläse des Gaserzeugers auf Kosten des Kohlenverbrauchs stärker an, aber dies hilft nur anfangs.

Eine Vergrößerung des Kammerinhalts, um dem Übelstande vorzubeugen, hilft nichts. Im Gegenteil hat man in Jurjewka bei einer Verkleinerung des Kammerraums (Gas kammer + Luftkammer auf 1 Seite von 2,7 cbm auf 1,8 cbm für 1 t) die gleichen Ergebnisse erzielt.

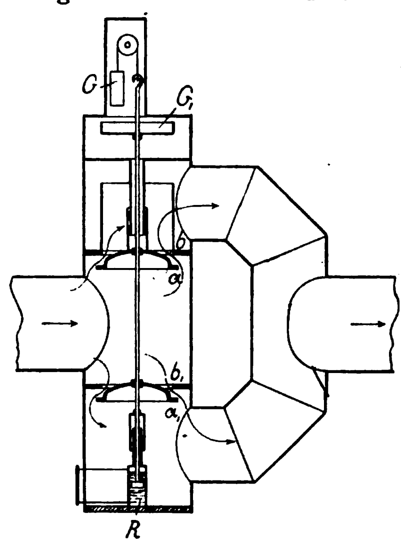


Abb. 291. Druckregler für Heizgas. Das Gas strömt von links ein. Wird sein Druck größer, so heben sich die Ventilteller und verengen den Querschnitt. Fällt der Druck, so sinken die Ventilteller und lassen größeren Querschnitt frei. Voraussetzung für gute Wirksamkeit ist, daß die Gewichte gut ausgeglichen sind und eine Bremsung durch einen Wasserkolben geschaffen ist, damit nicht ein fortwährendes Hin- und Herpendeln geschieht.

Einen Druckregler für Heizgas stellt Abb. 291 dar.

Die Probenahme.

Sie soll über die Temperatur des Stahls und der Schlacke und auch über die chemische Zusammensetzung (C- und P-Gehalt, Kaltbruch, Rotbruch, Schweißbarkeit) schnell Auskunft geben. Sie geschieht mit dem Probelöffel, den man zuvor in der Schlacke vorgewärmt und mit ihr überzogen hat. Man unterscheidet Vorproben und Fertigproben. Erstere (meist drei) fallen in den Zeitraum vor dem Fertigmachen; infolgedessen schäumt und steigt der Stahl beim Gießen.

Die Fertigproben werden nach dem Fertigmachen gegossen. Eine wird kurz vor dem Abstechen aus dem Martinofen geschöpft, eine zweite, die endgültige, während des Gießens aus der Pfanne entnommen.

[1]) Nach etwa 500 Schmelzen traten in Jurjewka Alterserscheinungen bei den Kammern ein.

Man gießt entweder kurze Stäbe von etwa 25×50 mm Querschnitt, in liegender eiserner Form oder stehende Zylinder von etwa 60 mm Durchmesser und 60 mm Höhe. Letztere um sie auszuschmieden. (Abb. 292—294.)

Es ist unmöglich, die Probenahme allein durch Beschreibung richtig darzustellen. Der Leser, der noch keine Erfahrung besitzt, muß selbst sehen und immer wieder »sehen«. Nach einiger Zeit gehen die Eindrücke auch verloren, und das Auge muß erst wieder lernen, sie aufzunehmen. Es sollen hier nur einige Fingerzeige gegeben werden:

Vorprobe, ungeschmiedet.

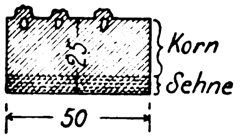


Abb. 292. Schematische Darstellung des Querschnitts einer ungeschmiedeten, durch Schläge gebrochenen Vorprobe.

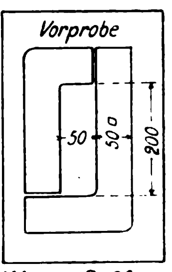


Abb. 293. Gußform für die Vorprobe, bestehend aus einer Blechplatte mit aufgelegten Winkeln aus 50 □-Eisen.

Schon beim Entleeren des Probelöffels kommt in Erscheinung, ob die Schmelze heiß genug ist. Man erkennt es an der Art des Erstarrens (Spiel), auch daran, ob im Löffel eine Kruste zurückgeblieben ist. Im letzteren Falle ist es noch zu kalt, um »fertigzumachen«.

Die Härte, oder mit anderen Worten den C-Gehalt, erkennt man auch ohne Schmieden, wenn man die Probe in Wasser abschreckt. Bei



Abb. 294. 5 Vorproben und 1 Fertigprobe nach dem Guß.

	1.	2.	3.	4.	5.	6.
C gehalt =	0,82;	0,45;	0,33;	0,16;	0,08;	0,14
Mn » =	0,60;	0,40;	0,30;	0,25;	0,30;	0,45
P » =	0,086;	0,044;	0,029;	0,031;	0,034;	0,034
S » =	0,015;	0,020;	0,020;	0,01;	0,03;	0,025

mehr als 0,55—0,6 % C entstehen Härterisse, man hört das Knacken. Zerbricht die hohl gelegte Probe beim ersten Schlage, so ist mehr als 0,4 % C vorhanden, zeigt sich in der Bruchfläche ein ganz schmaler Saum von Sehne, so ist 0,3—0,4 % C vorhanden, breitet sich dieser Saum über den ganzen Querschnitt aus, so ist 0,1 % C vorhanden. Ein Biegen vor dem Bruch und ein weniger starkes Zurückwerfen des Hammers deuten auf weiches Material. (Abb. 292.)

Auch das Kleben des Stahls an der Gußform ist kennzeichnend. Ein weiteres Merkmal bildet die Biegeprobe. Man schmiedet zu diesem Zweck auf 14×14 mm oder auch 25×25 mm aus und unterscheidet nunmehr Proben bei gehärtetem (abgeschrecktem) und langsam erkaltetem Eisen. Bei letzteren Stäben formt man im kalten Zustande ein U und führt dann durch Zusammenschlagen einen Bruch in der Scheitelstelle herbei. Der Abstand der beiden Schenkel steht mit dem C-Gehalt in Beziehung. Sehr weiches Material darf keinen Riß ergeben, wenn die Schenkel aufeinander liegen[1]). Abgesehen davon entscheidet beim gehärteten Eisen die Größe des Korns. (Abb. 295—298.)



Abb. 295. **Ausgeschmiedete und kalt nach dem Einkerben gebrochene Vorprobe mit Phosphorbruch.** Die Scheibe ist aus einem Probekörper, wie er in Abb. 294 dargestellt ist, ausgeschmiedet. Man kann die kennzeichnenden Perlschnüre erkennen.

Einen Phosphorgehalt erkennt man am Kaltbruch und an dem grobkörnigen Bruchgefüge (Perlenschnüre). Man schmiedet bei der Vorprobe vielfach kreisförmige Scheiben von etwa 120 mm Durchmesser, 6 mm Dicke aus, die abgelöscht, eingekerbt und gebrochen werden.

Langsam erkaltetes C- und P-armes Eisen muß bei 14×14 mm Querschnitt ein Umbiegen um 180° rißfrei ertragen. Bei den gehärteten Proben darf ein feiner Riß entstehen.

Rotbruch, hervorgerufen durch S oder O, entsteht beim Schmieden in niedriger Temperatur und zeigt sich in Rissen beim Umbiegen und in Kantenrissen. Sehr scharf ist die Lochprobe. Man locht den Stahl und weitet das Loch auf, dann läßt man etwas erkalten und biegt bei schwacher Rotglut an der Lochstelle um 180° (vgl. Abb. 298 und Kap. 54).

Ob Schwefel oder Sauerstoff im Spiele ist, muß die chemische Analyse entscheiden.

Mangan macht dickflüssig. Man hat dadurch ein Merkmal, ob

---

[1]) Bei einem anderen Verfahren mißt man den Winkel, der sich ohne Risse zu zeigen, ergibt. Es stuft sich nach dem C-Gehalt ab.

genug Mangan beim Fertigmachen gegeben ist. Je weniger Mn vorhanden ist, um so feiner ist das Korn des Bruchgefüges.

Eine empfindliche Schweißprobe wird in folgender Weise ausgeführt: Man schweißt zwei dünne Stäbe desselben Flußeisens aneinander, plattet aus, locht in der Schweißnaht und weitet dieses Loch immer mehr aus, so daß ein Ring entsteht. Je dünner der Ringquerschnitt gestaltet werden kann, ohne daß ein Riß eintritt, umso größer ist die Schweißbarkeit.

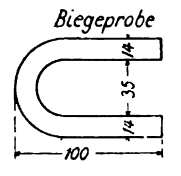


Abb 296. Kaltbiegeprobe, bei härteren Sorten angewandt. Das ausgeschmiedete, langsam abgekühlte Eisen wird gebogen, bis der Bruch erfolgt. Der Abstand zwischen den Schenkeln (hier 35 mm) ist kennzeichnend für den Kohlenstoffgehalt, z. B.
a = 42 mm, 0,55 % C
a = 14 mm, 0,45 % C
Auch die härtesten Stahlsorten müssen eine Biegung um 90° aushalten.



Abb. 297.

Abb. 297. Kaltbiegeprobe bei weichem Flußeisen; auf C- und P-Gehalt. Das in kaltem Wasser abgelöschte Eisen wird um 180° unter dem Hammer gebogen. Wenn der C-Gehalt unter 0,2% und der P-Gehalt unter 0,1% ist, entsteht kein Riß bei der Biegung. Ist der P-Gehalt größer, so entsteht ein feiner oder klaffender Riß, der von dem Biegemittelpunkt aus in der Richtung eines Radius verläuft. Nach der Klaffweite des Risses kann man den P-Gehalt abschätzen. Um den C-Gehalt noch besser zu erkennen, kerbt man vorher mit einem scharfen Meißel ein, bricht und beobachtet die Bruchfläche. Bei 0,1 % C weist diese nur Sehne auf. Noch schärfer läßt sich der P-Gehalt bei langsam abgekühltem Eisen erkennen. Phosphor erzeugt ein ganz eigenartiges grobes Korn, das an Perlschnüre erinnert.



Abb. 298. Kaltbiege und Rotbruchprobe. Nach dem Kaltbiegen (unten) wird das Eisen wieder erhitzt und bei Rotglut umgebogen (oben). Rotbruch macht sich bei der Biegung durch Kantenrisse bemerkbar (ein solcher Riß ist in der Abbildung zu erkennen). Um die Probe noch schärfer zu machen, locht man das Eisen in der den Rotbruch kennzeichnenden Temperatur, weitet das Loch und biegt dann erst um. Bei stark ausgeprägtem Rotbruch kann es vorkommen, daß das Eisen beim Schmieden in Stücke zerfällt.

Die Schlacke der letzten Vorprobe muß heiß, blasenfrei und ruhig wie Öl fließen. Sie muß, wenn der Kalkzusatz groß genug bemessen war, etwas steif sein, wie ein Pelz im Ofen liegen und den Gasblasen Widerstand beim Austreten entgegenstellen. Sie darf aber nicht dünnflüssig sein. Sie muß sich leicht vom Metall zurückschieben lassen.

Das Fertigmachen der Schmelze.

Es soll hier besprochen werden, weil es bei allen folgend beschriebenen Martinverfahren das gleiche ist.

Der Leser sei hier auf das Kapitel beim Konverter S. 189 verwiesen. Es sollen hier nur die Unterschiede genannt werden:

a) Beim Konverter hat man besondere Schmelzöfen und Vorwärmöfen nötig, damit die Temperatur des Bades beim Geben der Zusätze nicht zu sehr erniedrigt wird. Diese sind hier fast immer überflüssig. Will man vorwärmen, was vorteilhaft ist, um ein Spritzen zu vermeiden, so setzt man das Zusatzgut auf eine Schaufel, die man lange genug in der Türöffnung stehen läßt. Flüssige Zusätze braucht man überhaupt nicht. Daß man Spiegeleisen in Flammöfen vorwärmt, stellt eine Ausnahme dar.

Bei den Wärmeverhältnissen des Martinofens liegt es auf der Hand, daß man den Gebrauch von hochhaltigen Manganlegierungen einschränken und Spiegeleisen und auch Stahleisen bei hartem Material an seine Stelle setzen kann.

b) Man kann im Martinofen nach dem Geben der Zusätze viel längere Zeit abstehen lassen, damit sich die chemischen Gleichgewichte einstellen und gasförmige und flüssige Erzeugnisse an die Oberfläche gelangen. Darin liegt ein großer Vorteil.

Man wartet infolgedessen beim basischen Ofen mit dem Abstich, meist 20—30 Minuten nach dem Geben der ersten Zusätze (beim Ferromangan allerdings kürzere Zeit), nimmt vielfach auch erst eine Probe, um zu wissen, ob man die richtige Mangan- und C-Menge im Stahl hat und verbessert dann gegebenenfalls z. B. durch Geben von feinem Erz, wenn der C-Gehalt zu groß ist oder festem C, wenn er zu niedrig ist, aber die genügende Mn-Menge besteht; sonst setzt man Ferromangan.

Ein zweimaliger Zusatz von Mn (der letzte dann viel geringer) hat auch eine sehr gute Wirkung auf die Qualität. Der Verfasser fand ihn beispielsweise dann unbedingt vorgeschrieben, wenn es sich um sehr gute Schweißbarkeit handelte.

Auf diese Weise ist eine Treffsicherheit gewährleistet, wie sie beim Konverter nicht besteht.

Beim sauren Martinofen darf man allerdings nicht so lange nach dem Geben manganführender Zusätze mit dem Abstich warten, weil sonst zu viel Mn verschlackt wird (z. B. 4 Minuten nach Setzen des Ferromangans).

c) Die Gefahr der Rückphospherung besteht beim basischen Martinofen ebenso wie beim Thomasverfahren, aber sie ist hier meist geringer (wenigstens beim Schrottverfahren), weil die Schlacke viel P-ärmer ist.

Aus diesem Grunde setzen viele Werke bei nicht zu schwierigen Anforderungen anstandslos Ferrosilizium mit 10—12% Si in den Martinofen ein, sofern der Abstich und Guß schnell genug von statten geht. Ferrosilizium mit höherem Gehalt muß natürlich ebenso wie beim Konverter in die Pfanne gegeben werden.

d) Sehr wesentlich ist, daß man im basischen Martinofen im Gegensatz zum Konverter den Phosphor entfernen kann, ohne den C- und Mn-Gehalt in gleicher Weise herunterfrischen zu müssen. Es gelingt dies allerdings nur bei richtiger Schlackenführung.

Man kann z. B. den P-Gehalt auf 0,02—0,03% erniedrigen, wenn noch 0,5% C und 0,5—0,6% Mn im Bade ist. Man braucht dann viel weniger Kohlenstoff und Mangan beim Fertigmachen. Ja es gelingt sogar, wenn man genug Mn im Einsatz hat (nicht unter 1%) vielfach bei hartem Stahl ganz ohne Mn-Zusatz auszukommen[1]). Fehlt es dann noch an Kohlenstoff, so kann man auf die Manganeisenlegierungen verzichten und mit festem Kohlenstoff kohlen. Dadurch ergibt sich eine sehr wesentliche Mn-Ersparnis.

e) Das Setzen von Kalziumkarbid wird im Martinofen kaum Ersparnisse bringen. Die Schlacke tritt störend auf und man kann eine Manganersparnis im Sinne der Ausführungen unter b) und d) besser erreichen.

f) Kohlenstoff gibt man ebenso wie beim Konverter in Gestalt von gemahlenem Koks oder Anthrazit. Man kann die Kohlung im Ofen selbst[2]), in der Abstichrinne (unter Anwendung eines Trichters, der das Kohlungsmittel gleichmäßig eintreten läßt) und auch in der Pfanne ausführen. Das letztere scheint bei uns seltener zu geschehen.

Wenn man im Ofen kohlt, muß man die Schlacke zurückschieben. Man verwendet Koksmehl und Ziegel aus Koksmehl, oder Elektrodenkohle, die mit Drehspänen beschwert sind.

g) Die Berechnung der Menge der Zusätze geschieht ebenso wie beim Konverter. Es sei auf die Beispiele und Aufgaben S. 200 verwiesen.

Es besteht aber ein Unterschied insofern, als eine größere C- und Mn-Menge zurückbleibt und die Verluste an Mn und C wegen der längeren Zeitdauer vielfach größer und ungleichförmiger ausfallen. Dieser Mangel wird aber reichlich dadurch ausgeglichen, daß man nachträglich an der Hand der Probenahme verbessern kann.

---

[1]) Bei richtig geschmolzener Schlacke ist es Zaykowski im Ural gelungen, bei nur 0,2—0,5% Mn im Holzkohlenroheisen und 50% Roheisensatz hartes Material ohne wesentliche Aufkohlung zu erzeugen. Das Silizium führte er flüssig ein, um eine Rückphospherung zu vermeiden. Stahl und Eisen, 1898, S. 810.

[2]) Allerdings leidet die Ofenhaltbarkeit stark.



Im allgemeinen wird man vor dem Fertigmachen mit einer Zusammensetzung von

0,04% C; 0,20—0,25% Mn; 0,0% Si bei weichem Flußeisen
0,25% C; 0,40—0,50% Mn; 0,0% Si bei härterem » (Schienen)
0,5—0,65% C; 0,6% Mn; 0,0% Si bei noch härterem Material rechnen können.

Die Verluste[1]) kann man im Voraus etwa wie folgt veranschlagen:
bei C = 40—60%; bei Mn = 25%, wenn es sich um weiches Flußeisen (unterhalb 0,15% C) handelt,
bei C = 40—50%; bei Mn = 40%, wenn es sich um härteres Flußeisen handelt,
bei Si = 40—50%.

Beim sauren Ofen ist der Mn-Verlust größer, auch verbleibt nach dem Herunterfrischen nur ein Rest von etwas über 0,1% Mn.

Der C-Verlust bei unmittelbarer Kohlung wird ungefähr 45% betragen und rund 33% (50% bis 20%) bei dem im Eisen zugefügten C; bei weicherem Eisen gilt die höhere Zahl.

Daß der Mn-Verlust größer ist a) bei geringerem C-Gehalt und anderseits bei höherem Mn-Gehalt ist natürlich; denn C lenkt den Sauerstoff ab, und der letztere findet bei größerer Mn-Konzentration mehr Angriffspunkte.

Um einige Anhaltspunkte zu geben, ist ebenso wie beim Konverter eine Zahlentafel zusammengestellt, welche die Gewichtsmengen der Zusätze bei verschiedenen Flußeisengattungen, deren Festigkeitszahl und chemische Zusammensetzung genannt ist, angibt.

h) Weil man die Desoxydation beim Martinofen viel besser und treffsicherer ausführen kann, wird man den Gebrauch von Aluminium gegenüber dem Thomasverfahren unter sonst gleichen Verhältnissen einschränken können. Dies ist wesentlich bei hochwertigen Erzeugnissen wie beispielsweise Rohrknüppeln, die jede Gabe von Al wegen der Einlagerung von Al_2O_3 ausschließen.

Überdies hilft bei harten Schmelzen, die infolge mangelhafter Desoxydation steigen, auch ein Geben von Aluminium nichts. Sie sind verloren.

i) Bei kleineren Martinöfen darf man nicht viel Mn setzen, weil das Flußeisen sonst zu dickflüssig und randblasig wird. Es hängt dies mit der geringen Temperatur zusammen.

Bei großen Öfen darf man mehr Mn setzen und stellt den Mn-Gehalt nicht unter 0,4% ein.

[1]) Campbell (Stahl und Eisen, 1893, S. 872), hat beobachtet, daß der Mn-Verlust bei hohem C-Gehalt viel geringer als bei niedrigem C-Gehalt ist. Beim Geben in die Pfanne ist er geringer als beim Geben im Ofen, wenn es sich um weiches Flußeisen handelt.
Z. B. bei 0,08% C 29% Mn-Verlust im Ofen, 26,5% in der Pfanne
0,70% C 12,2% » » » , 13,7% » » »
Ferner bei Verwendung von
Ferromangan mit 80%, 37,3% Verlust
» » 45%, 44% »

Zahlentafel.

Zusätze beim Martinverfahren.

Art der Erzeugnisse			Chemische Zusammensetzung C	Mn	Si	P	Fassungs-vermögen des Ofens	Anmerkung. Nach Reisenotizen des Verfassers. Abkürzungen: FeMn (80) = Ferromangan mit 80% Mn; Sp (12) = Spiegeleisen mit 12% Mn; FeSi (10) = Ferrosilizium mit 10% Si u. s. f.
	kg	%	%	%	%	%	t	
1. Weiches Flußeisen	—	—	0,05—0,09	0,3-0,6	—	0,01—0,03 Max. 0,07	20—23	80—100 kg FeMn (80)
2. Mittelhartes	—	—	bis 0,14	bis 0,7	—	ebenso	20—23	100—200 kg FeMn (80) + 400—600 kg Sp, (12)
3. Hartes	—	—	0,2—0,35	» 1,3	—	»	20—23	30—80 kg FeMn (80) + bis 1200 kg Sp (12), mitunter auch bis 500 kg Silikospiegel
4. Dynamocharge	—	—	—	—	0,4-0,6	—	20—23	20—60 kg FeMn (80) + 150 kg FeSi (75), letzteres zu Staub gemahlen
5. Transformatorencharge.	—	—	0,04	0,1	3—4	—	20—23	hier sogar 700—800 FeSi (75) in derselben Weise. Schlacke sorgfältig zurückhalten. Man muß den Stahl kalt werden lassen, er erhitzt sich schnell wieder in der Pfanne beim Auftreffen auf Ferrosilizium
6. Radscheiben	—	—	—	—	—	—	20—25	auch hier 50—100 kg FeSi (75)
7. Sehr weiches Flußeisen	—	—	0,07	0,41	—	0,02	39	150 kg FeMn (80) +
8. Radreifen	50—60	—	0,30	0,84	0,22	0,02	21	170 » FeMn (80) + 120 FeSi (75) + 1000 Sp (12)
9. Sehr weiches Flußeisen	—	—	—	—	—	—	24	70 » FeMn (80) + 19 kg Koks
10. Schmiedeblöcke	60—65	—	0,44	0,95	0,25	0,01	45	250 » FeMn (80) + 240 FeSi (75) + 2000 Sp (12)
11. Feinbleche	—	—	0,10	0,48	—	0,01	24	40 » FeMn (80) + 500 Sp (12)
12. Brammen	—	—	0,13—0,16	—	—	—	25	140 » FeMn (80) + 600 Sp (12)
13. Achsen	50—60	—	0,28	0,72	0,23	0,02	21	170 » FeMn (80) + 120 FeSi (75) + 1000 Sp (12)
14. Brammen	—	—	0,19	0,59	—	0,02	42	170 » FeMn (80) + 1000 Sp (12)
15. Gut schweißb. Brammen	—	—	—	—	—	—	40	170 » FeMn (80) + 200 Sp (12)
16. Konservendosen	—	—	0,10	0,46	—	0,01	26	20 » FeMn (80) + 400 Sp (12)
17. Ketten (gut schweißbar)	—	—	0,09	0,32	—	0,01	26	ungefähr ebenso

Das Abstechen des Ofens.

Nach dem Einstellen der Gießpfanne geschieht das Forträumen der Verdämmerung aus Formsand und das Vorbohren bis zum weißen Dolomit (vgl. S. 435). Ist dann alles fertig, erfolgt schnell der Abstich.

Bei Martinöfen mit mehr als 50—60 t Fassungsvermögen hat man 2 Stichlöcher oder eine gegabelte Abstichrinne, weil eine Pfanne nicht ausreicht.

Eine gegabelte Abstichrinne hat man auch bei kleineren Öfen im Stahlformgußbetriebe, wenn viele Gießpfannen in Betrieb genommen werden müssen, um die zahlreichen Formen zu füllen.

Ebenso leistet eine gegabelte Rinne auch gute Dienste, um die Schlacke seitwärts abzuleiten, und zu verhindern, daß sie in die Stahlpfanne gelangt.

Das Gießen.

Der Leser sei hier auf die Ausführungen beim Konverterverfahren S. 223 verwiesen, in denen auch das Martinofenverfahren berücksichtigt ist. Man wendet beim Martinofen steigenden Guß an, wenn nicht besondere Gründe dagegen sprechen.

Der Besprechung der Sondererzeugnisse wird ein besonderes Kapitel gewidmet werden und hier auch von Gieß- und Verdichtungsverfahren die Rede sein.

Die Ofenhaltbarkeit.

Im Allgemeinen rechnet man beim Schrottverfahren mit 300—400 Schmelzen, die ohne jede Reparatur ausgeführt werden können; dann muß das Gewölbe und ein Teil der Köpfe erneuert werden, um weitere 300—400 Schmelzen folgen zu lassen. Alsdann müssen Köpfe und Gewölbe und die Kammerfüllung ausgewechselt werden. Ein guter basischer Herd überdauert meist 2000 Schmelzen. Wenn viele Werke 700—1000 Schmelzen als Betriebsdauer angeben, so rechnen sie eine teilweise Erneuerung des Gewölbes und der Köpfe meist nicht mit.

Für die Haltbarkeit ist sorgfältige Bedienung, abgesehen von guter Bauausführung sehr wichtig. Ein »Anbrennen« ist sehr nachteilig. Man muß auch darauf sehen, daß beide Ofenhälften gleichmäßig in Anspruch genommen werden, was man durch eingebaute Schieber erreichen kann und muß sich vor verstopften Kammern hüten (vgl. 425).

Die obengenannten Zahlen stellen Durchschnittswerte dar.

In seinen Reisenotizen findet der Verfasser in einem Falle 630 Schmelzen für Gewölbe und Köpfe und bis zu 3000 Schmelzen für die Kammern als Höchstwerte eingetragen, 400—500 Schmelzen für die ersteren und 1000—1200 für die letzteren werden häufiger vorkommen.

Öfen, die Roheisenfrischverfahren dienen, werden stärker in Anspruch genommen und halten mitunter nur 150 Schmelzen aus, die Kammern allenfalls 300 Schmelzen.

In Wittkowitz[1]) sind beim Talbotofen 300 Schmelzen gemacht, dann die Köpfe zweimal ausgewechselt und mit diesen weitere 500 Schmelzen ausgeführt, so daß das Gewölbe 800 Schmelzen überdauerte (52 500 t Stahl).

Die feststehenden Öfen ergaben ebendaselbst 250 Schmelzen für die Köpfe und 500 Schmelzen für das Gewölbe (27 800 t Stahl).

Die Zahlen für saure Öfen sind größer.

Springorum[2]) nennt 1897:

700—800 Schmelzen bei sauren Öfen und
500 » » basischen Öfen

Daelen[3]) nennt 150—200 Betriebstage.

Eine amerikanische Angabe[4]) (Lackawanna) nennt 320—600 Schmelzen.

Kohlenverbrauch, Schmelzdauer und Abbrand sollen bei den einzelnen Verfahren angegeben werden.

39. Das reine Schrottverfahren.

Allgemeines.

Dies Verfahren steht im Gegensatz zu den Roheisenfrischverfahren im Martinofen. Es ist nur anwendbar, wenn Schmiedeisenschrott in genügender Menge und billig zur Verfügung steht.

Man setzt ein Gemenge von Roheisen und Schrott ein. Sobald der Anteil des ersteren zu groß wird, wird die Schmelze in die Länge gezogen und Abbrand, Kohlenverbrauch und Löhne steigen. Dies ist in noch größerem Maße der Fall, wenn das Roheisen phosphorreich ist. Hier treten die Roheisenfrischverfahren, die im nächsten Kapitel behandelt werden, ein. Diese sind nur im basischen Ofen durchführbar, während das reine Schrottverfahren im basischen und sauren Ofen geübt wird. In letzterem ohne die Möglichkeit zu haben, den P-Gehalt zu erniedrigen. Da wo nichts anderes gesagt wird, ist auch hier wieder der basische Ofen gemeint. Auf die Abweichungen, die der saure Ofen bedingt, wird anknüpfend eingegangen werden.

Zusammensetzung und Beschaffenheit des Einsatzgutes.

Roheisenanteil.

Er besteht in der Regel aus 25—33% der gesamten Einsatzmenge, der Rest ist Schmiedeisenschrott; Kohlungs- und Desoxydationsmittel sind dabei nicht in Rechnung gezogen.

---

1) Schusters Vortrag, Stahl und Eisen, 1914, S. 945.
2) Stahl und Eisen, 1897, S. 364.
3) Stahl und Eisen, 1901, S. 50.
4) Stahl und Eisen, 1907, S. 303.

Ein niedrigerer Roheisenanteil ist nicht erwünscht, obwohl dies, auf den ersten Blick hin, ja die Schmelze abkürzen müßte. Die Sache liegt aber so, daß der Frischvorgang gleichen Schritt mit dem Heißwerden des Bades und der Entphospherung halten muß. Wenn dies nicht geschieht, könnte der Fall eintreten, daß das kohlenstoffarme Einsatzgut längere Zeit im Ofen verweilt ohne zu schmelzen. Dies wäre nachteilig. Es würde der Abbrand vermehrt und ein teigiger Übergangszustand geschaffen werden, der das Einsatzgut der Flammenwirkung dadurch entzieht, daß Eisenstücke eingehüllt werden, und die Schmelze würde nur verlängert.

Anderseits ist ein höherer Roheisenanteil auch nicht erwünscht, weil er verzögernd wirkt. Nur dann, wenn man nicht weit herunterfrischen will (sogenannte abgefangene Schmelzen), was bei hartem Material vielfach geschieht, ist er (bis etwa 50%) geboten. Auch setzt man bei sehr rostigem Schrott etwas mehr Roheisen. Auch dann, wenn der Ofen kalt geht.

Die Beschaffenheit des Einsatzgutes.

Man kann beim Schrottverfahren nur gute Roheisenmarken gebrauchen, deren P-Gehalt nicht mehr als 0,1—0,25% unter normalen Verhältnissen beträgt (ein P-Gehalt von 0,5% bildet die obere Grenze, die allenfalls noch zulässig ist) und die genügende Si- und Mn-Mengen in das Schmelzbad einführen.

Ein höherer P-Gehalt führt zu höherem Kalkzuschlag und größerer Schlackenmenge und verzögert die Schmelze. Si ist zur Schlackenbildung und Wärmezufuhr nötig, es regt den Frischvorgang an. Ein Übermaß ist schädlich, weil die Schlacke dann stark frißt und auch Graphit in Erscheinung treten kann, was nicht erwünscht ist.

Mangan ist unbedingt nötig, um von vornherein der Sauerstoffaufnahme und dem dadurch bedingten Rotbruch zu begegnen. Es muß in genügender Menge im Einsatz vorhanden sein, damit auch die Schlacke genügenden Mangangehalt besitzt.

Nachträglich als Desoxydationsmittel eingesetztes Mn kann ein Fehlen im Einsatz niemals voll ausgleichen.

Meist wird man im Roheiseneinsatz etwa 1—1,3% Si und 2,5—3,0% Mn antreffen, was dadurch erreicht wird, daß man Hämatit oder Kokillenbruch (mit etwa 2% Si und 1% Mn) mit Stahleisen (mit etwa 1% Si und 3—4% Mn) im Verhältnis von 1 : 2 oder 1 : 3 gattiert. Auf einem oberschlesischen Werke fand der Verfasser die Regel im Gebrauch, daß der Mn-Gehalt des Roheisens den Si-Gehalt um 1% überragen müsse, sonst käme Rotbruch in Erscheinung.

Der Schrott muß so genommen werden, wie er geliefert wird. Man soll aber folgendes beachten: Sehr schwere Stücke brauchen oft sehr lange Zeit um zu schmelzen. Späne sind nicht so vorteilhaft, wie

es zunächst scheinen mag. Wenn man nicht Vorsichtsmaßregeln anwendet, backen sie beim Schmelzen zusammen und umschließen dabei ungeschmolzenes Einsatzgut. Dadurch entstehen Verzögerungen.

Kann man heißen Schrott unmittelbar aus dem Walzwerk einsetzen, so ist dies sehr vorteilhaft. Vor Siederohren mit anhaftendem Kesselstein muß man sich hüten, weil der Schwefel restlos aus dem Gips in die Schmelze übergeht. Dasselbe gilt von Ofenbeschlägen, die Messinggriffe haben. Hier ist es der schädliche Kupfergehalt.

Emaillierte Blechtöpfe werden meist zurückgewiesen, weil man niemals weiß, was die Emaille enthält, obwohl die Furcht vielfach unbegründet sein mag. Dasselbe trifft bei verzinkten[1]) und verzinnten Blechabfällen zu.

Nickelschrott bezeichnet und lagert man besonders, um dieses kostbare Metall nicht zu vergeuden. Kaufschrott enthält fast immer Schweißeisenteile, die einen höheren P-Gehalt besitzen. Eisenteile, die im Feuer gewesen sind, sind immer mit Schwefel beladen, der aus den Feuergasen stammt. In diesem Falle hat man in schwedischen Betrieben sogar den Schrott durch Rumpelfässer gehen lassen, um die äußere FeS-reiche Haut zu entfernen.

Bei Roheisenmangel kann man sich durch Einsetzen von Kokslösche und Koksmehl[2]) in die Beschickungsmulden helfen oder auch Ziegel aus Koksmehl, durch CaO gebunden setzen[3]). Fehlt es auch an Mn, so fügt man dabei feines Manganerz oder Rostspatfeinerz mit dem nötigen Koksmehl oder Kokslösche zur Reduktion bei[4]).

Fehlt anderseits Schrott, so kann man Ziegel aus Eisenerz, Kohle- oder Kokspulver (nur soviel, wie zur Reduktion bei CO-Bildung nötig ist) und Kalk einsetzen[5]), gegebenenfalls auch ein manganreiches Eisenerz verwenden.

Das Setzen von Eisenerz[6]), das zur Beschleunigung des Frischvorgangs dient, und das beim Roheisenverfahren eine so große Rolle spielt,

---

[1]) Ein Verfahren, um verzinkten Schrott unter ZnO-Gewinnung im Martinofen zu verarbeiten, findet der Leser in Stahl und Eisen, 1920, S. 1193 (Müller) beschrieben.

[2]) Nach Pczolka (1890) muß man, um 1 kg C zu haben, 1—1,5 kg Graphit oder Anthrazit oder 2 kg Steinkohle einführen.

[3]) Man rechnet dabei mit einem Cgehalt von 85% und einem Cverlust von 33%. Schmidhammer setzte dem Koksmehl die 15fache Menge von Drehspänen zu. (Stahl und Eisen, 1906, S. 1248).

[4]) Z. B. auf 16 To Schrott Ziegel aus 320 kg Kokslösche, 160 kg Teer, 420 kg kaukasischem Manganerz (50% Mn), Stahl und Eisen, 1907, S. 191 (Naske).

[5]) Verfahren von Imperatoris, für russische Verhältnisse erdacht. Stahl und Eisen, 1898, S. 632. Schmidhammer verwandte im gleichen Sinne Walzsinter.

[6]) In Schweden röstete man das Eisenerz, um es möglichst von seinem S-Gehalte zu befreien (Stahl und Eisen, 1894, S. 202). Walzsinterbriketts (4 Vol. Walzsinter + 4 Vol. CaO) werden Stahl und Eisen, 1882, S. 599 erwähnt.

beschränkt man am besten auf den Fall, daß die Probe zu große Härte zeigt. Es genügen sehr kleine Mengen stückigen, reichen, phosphor- und schwefelarmen Erzes (meist Magneteisenstein). Größere Mengen ergeben leicht Ungleichförmigkeiten und erschweren die Führung der Schmelze. Man darf Eisenerz nur geben, wenn die Schmelze gut flüssig und heiß ist; umsomehr als die Reduktion des Fe im Erz Wärme entzieht.

Als Zuschläge kommen gebrannter Kalk (Weißkalk), Kalkstein und allenfalls Flußspat in Frage. Gebrannter Kalk bildet die Regel. Gewöhnlich setzt man 3—5 % vom Einsatz. Hoher Si-Gehalt des Roheisens und stark verrosteter Schrott können größeren Kalkzuschlag notwendig machen.

Kalkstein an seiner Stelle bedarf Wärme zu seiner Zerlegung, er bewirkt also eine Abkühlung und Verzögerung. Diese kann erwünscht sein, wenn der Ofen zu heiß geht oder der Kran oder die Pfanne nicht fertig ist. Aber sonst ist es nicht der Eall, auch deshalb, weil der Herd zum Ansetzen neigt.

Einige Werke verwenden Kalkstein aus wirtschaftlichen Rücksichten, müssen aber dann mit größerem Roheisenanteil arbeiten, um die Abkühlung durch längere Frischdauer so auszugleichen, daß am Schluß die nötige Hitze besteht.

Wenn man Kalkstein anwendet, aber vor den Türöffnungen längere Zeit liegen läßt und ihn dann erst in das Bad hineinstößt, wird man die genannten Übelstände in geringerem Maße haben.

Kalk und Kalkstein müssen schwefelfrei sein (kein Gyps), weil der gesamte Schwefel in das Bad übergeht.

Flußspat ist an sich zu teuer, um weitgehende Anwendung zuzulassen. Abgesehen davon ist sein Zerspringen beim Heißwerden nicht zuträglich für Gewölbe und Köpfe. Man wendet ihn an, wenn die Schlacke versehentlich zu viel CaO erhalten hat[1]) und zwecks Entschwefelung. Flußspat begünstigt auch die Entphospherung. Seine Anwendung ist aber ein Notbehelf, der möglichst vermieden werden soll[2]).

Die Reihenfolge, die beim Einsetzen beobachtet wird, ist verschieden. Es lassen sich aber einige allgemeine Fingerzeige geben: Man vermeidet es, Späne auf den Herd zu legen, weil dann eine schmierende Schlacke entsteht, und auch zu geben, ehe ein flüssiges Bad vorhanden ist.

Ebenso legt man nicht Kalk auf die Herdsohle, damit diese nicht wächst.

---

[1]) Sand und andere Kieselsäurehaltige Zuschläge kann man nicht setzen, weil dann sogleich Rückphospherung eintritt.

[2]) Vgl. die Sitzung der Stahlwerkskommission 1920 und S. 411 und 417 (Rückgang der Zitratlöslichkeit).



Im allgemeinen gibt man $^1/_4$—$^1/_3$ des Einsatzes in Gestalt leichten Schrotts vorweg, (aber keine Späne) dann das Roheisen, dann den Rest des Schrotts, die schwersten Stücke zuerst, den leichtesten Schrott und Späne immer überdeckt. Den Kalk gibt man zur Hälfte oder mehr gleich bei Beginn, aber nicht auf die Herdsohle und setzt den Rest bei Bedarf nach, ihn möglichst in den Türöffnungen vorwärmend. Will man nicht ganz herunterfrischen, so setzt man den Kalk erst ein, wenn das Kochen im vollen Gange ist. Ersetzt man einen Teil des Kalkes durch Kalkstein, so gibt man letzteren vor dem ersteren.

Koksmehl und Koksziegel legt man unter den Schrott. Erzziegel aber nicht auf die Herdsohle. Man kann das Roheisen auch flüssig einsetzen. Es geschieht aber hier beim Schrottverfahren sehr selten, weil eine nennenswerte Ersparnis an Kohle[1]) und eine Beschleunigung des Verfahrens nicht eintritt[2]) und bei zu großer Menge, namentlich bei hohem Si-Gehalt, ein sehr heftiges Aufschäumen erfolgt, das Verluste bedingt. Man setzt dann zuerst schweren Schrott und Kalk, dann leichten Schrott und Späne und dann das flüssige Roheisen. Wenn man es tut, so geschieht es um Löhne zu sparen.[3])

Bei den Roheisenfrischverfahren liegt die Sache anders. Hier ist Vorbedingung, daß das Roheisen flüssig eingesetzt wird.

Das Schmelzen und Auskochenlassen.

Nach dem Einsetzen, das bei einem mittleren Ofen (etwa 20—40 t) einschließlich des Flickens etwa eine Stunde erfordert, ist das Schmelzen meist in 3 $^1/_2$ Stunden beendet. Dann folgt die Zeitspanne der stärksten chemischen Wirkungen (das Auskochenlassen), die durch starkes Blasenwerfen und Aufschäumen gekennzeichnet wird und nach $^3/_4$—1 Stunde ihren Höhepunkt erreicht. In einer weiteren $^1/_2$ Stunde läßt dann das Blasenwerfen nach, und die Schmelze ist bereit zum Fertigmachen. Dies erfordert einschließlich des Abstehenlassens und Abstechens meist $^1/_2$ Stunde. Der ganze Verlauf beansprucht also etwa 6 Stunden. Bei kleinen Öfen verkürzt sich die Dauer, bei großen verlängert sie sich bis auf 8,5, ja sogar auf 10 Stunden (bei 80 t Einsatz).

Im allgemeinen kann man etwa in folgender Weise abstufen:

Zahlentafel.

Fassungsvermögen . .	5,	10,	20,	30,	40,	60,	80,	100	t
Günstigste Schmelzdauer	4	4 $^1/_2$	5	5 $^1/_2$	6	8	10	11	Stunden
Kohlenverbrauch . . .	50	30	28	26	24	22	20	18	% vom Einsatz

---

[1]) Daß diese nicht groß sein kann, wird im Kapitel Wärmehaushalt erläutert werden.

[2]) Vgl. Springorum, Stahl und Eisen, 1897, S. 396 (Flüssiger Einsatz nur vereinzelt angewandt. Eine Verkürzung der Schmelzdauer tritt nicht ein).

[3]) Der Verfasser traf das Verfahren auf einem westfälischen Werke an, wo flüssiges Stahleisen aus dem Hochofen unmittelbar eingesetzt wurde.

Eine feste Regel läßt sich aber nicht geben. Man darf nicht eher fertig machen, bis die Schmelze heiß ist, und das kann unter ungünstigen Umständen die doppelte Zeitdauer wie die ebengenannte beanspruchen. Solche ungünstige Umstände sind: Verstopfte Kammern, abgenutzte Wände und Gewölbe[1]), abgeschmolzene Köpfe[2]), schlechter Herd und schlechtes Stichloch[3]). Auch bedingt eine Sonderqualität eine längere Schmelzdauer wie gewöhnliche Handelsware. Wenn man im Betriebe nach der Schmelzdauer fragt, so wird meist die günstige Zahl und nicht das Durchschnittsergebnis genannt. Man darf sich dadurch nicht irre führen lassen.

Daß die Schmelze bei großen Öfen länger dauert wie bei kleinen hängt damit zusammen, daß in ersteren fast immer eine größere Badtiefe besteht. Abgesehen davon liegt nach dem Einsetzten ein räumlich größeres Haufwerk im Ofen, das mehr Zeit beansprucht, um von der Wärme durchdrungen zu werden. Auch mutet man größeren Öfen das Einschmelzen von schweren Schrottstücken zu, die in kleinen Öfen von vornherein ausgeschlossen sind.

Der Kohlenverbrauch.

Er steht in Beziehung zum Fassungsvermögen und zur Schmelzdauer. Ein großes Fassungsvermögen und eine kurze Schmelzdauer wirken günstig ein. Die Zahlentafel S. 440 nennt die günstigsten Werte, bezogen auf Steinkohle. Bei guten Braunkohlen und Braunkohlenbriketts braucht man die 1,5 fache Menge. Im übrigen sei auf den Wärmehaushalt verwiesen.

Der Abbrand.

Seine Berechnung siehe S. 415. Im allgemeinen gilt 5—9 %. Als Mittelwert etwa 8 %.

Die sauren Martinöfen.

Es besteht die Gefahr eines zu schnellen Frischens in geringerem Maße. Man kommt mit einem geringen Roheisenanteil, meist 15—20 % des Einsatzes aus.

Man setzt etwa $^2/_3$ des Roheisens vorab, damit schnell ein Schmelzbad entsteht, in das der nachfolgende leichte und dann der schwere

---

1) Alsdann fließt zu viel Wärme an die Umgebung ab.

2) Alsdann verbrennen die Gase zu spät, so daß zu viel Wärme in die Kammern geführt wird.

3) Alsdann hält das Flicken zu lange Zeit auf.

Schrott eintaucht. Am Schluß folgt der Rest des Roheisens. Gerade vor das Stichloch legt man Roheisenmasselen, weil hier die kälteste Stelle des Herdes ist.

Ein Siliziumgehalt von 1,25—2 % Si ist am günstigsten. Bei weniger als 1,25 % bedarf man eines Sandzusatzes bei mehr als 2 % Si hat man mit Garschaumgraphit zu tun, der eine förmliche Decke bilden kann[1]. Auch geht die Schmelze zu heiß und schäumt über.

Ein Kalkzuschlag kommt nicht in Betracht. Wenn das Roheisen zu siliziumarm ist, gibt man etwas Sand, um eine Schlacke zu bilden. Sonst besteht keine Abweichung, nur muß peinlich genau auf Phosphorarmut des Roheisens und Schrottes gesehen werden. Ein Setzen von Erz kann geschehen, muß aber mit noch größerer Vorsicht wie beim basischen Ofen geübt werden, weil hier die Fürsorge für das Ofenmauerwerk noch hinzukommt.

Der Verlauf der Schmelze, Kohlenverbrauch und Abbrand sind etwa ebenso wie beim basischen Ofen.

Früher glaubte man nicht im basischen Ofen ein hartes Material gleicher Qualität wie im sauren Ofen herstellen zu können. Diese Ansicht ist neuerdings verlassen, wenn auch für einige harte Sondererzeugnisse (Radreifen) der saure Martinofen bevorzugt werden mag, und ein Veredelungsverfahren bekannt ist, bei dem fertiggemachtes basisches Martinofenflußeisen in einen sauren Martinofen übergeführt wird. (Vgl. S. 477).

Ein anderer Weg führt auch zum sauren Ofen, indem Blöcke, die im basischen Ofen erzeugt sind, unter Zufügung von Ni, Cr und Si eingeschmolzen werden. (S. 461).

Kennzeichnend ist, daß man anfangs im basischen Ofen Kohlen und Schmelzdauer bei gleichem Abbrand sparte, weil man schneller herunterfrischte. Dies führte aber zu Mißerfolgen, wenn man härteres Material herstellen wollte. In der Folgezeit hat sich der Unterschied ziemlich ausgeglichen. Nur wird man für kohlenstoffarmes Flußeisen den basischen Ofen bevorzugen.

Dies gilt auch dann, wenn man sehr geringe P-Gehalte einhalten muß, was sich im sauren Ofen nur bei unvergleichlieh größeren Selbstkosten bewerkstelligen läßt.

Der saure Ofen kommt hauptsächlich für Stahlformguß in Betracht. Will man aber in der Nachtschicht Blöcke gießen, so versagt das Verfahren und man muß dann zum basischen Ofen übergehen.

Die Ofenhaltbarkeit ist beim sauren Ofen besser wie beim basischen, z. B. 700—800 Schmelzen gegen 500 Schmelzen[2].

[1] Metallurgie, 1906, S. 505. Vgl. auch S. 404.
[2] Vortrag Springorum, Stahl und Eisen, 1897, S. 364.

40. Die Roheisenfrischverfahren im basischen Martinofen [1].

Allgemeines.

Unter Roheisenfrischverfahren sollen Schmelzverfahren mit stark überwiegendem Roheisenanteil verstanden werden. Man kann dann nicht mehr im Sinne des Schrottverfahrens arbeiten, weil Schmelzdauer und Kohlenverbrauch zu groß werden würden.

Man muß also anders verfahren, und zwar ist die Lösung in zwei Richtungen denkbar:

a) Man wendet ein Vorfrischverfahren mit Hilfe von Gebläsewind in gleicher Weise wie beim Konverter an (Wittkowitzer Duplexverfahren).

b) Man führt Eisenerze in größerer Menge ein, die ihren Sauerstoff an den Kohlenstoff und die anderen Eisenbegleiter abgeben.

Bei letzterem darf die Schlackenmenge aber nicht zu groß werden; sonst kommt es zu einem Stillstand, und neue Zusätze von Eisenerz haben dann auch keine Wirkung. Dieser Fall tritt bei höherem P-Gehalt des Roheisens ein. Alsdann muß man die Möglichkeit haben, die Schlacke auszuwechseln.

Dies kann in verschiedener Weise geschehen. Als lebensfähig haben sich nur das Bertrand-Thielverfahren und das Höschverfahren, das Talbotverfahren und einige andere Verfahren im Kippofen erwiesen.

Da, wo kein Auswechseln der Schlacke stattfindet, arbeitet man im feststehenden Ofen und spricht kurzweg vom »Erzschmelzen«.

Man kann die Arbeit abkürzen, wenn man einen Mischer zwischen Hochofen und Martinofen einschaltet, und diesem unter Eisenerzeinsatz einen kleinen Teil der Frischarbeit überträgt. Man spricht dann von Vorfrischmischern.

Solche Roheisenfrischverfahren sind zuerst infolge Schrottmangels angewandt. Sie sind dann da eingeführt, wo die Zusammensetzung des Roheisens weder für den sauren noch für den basischen Konverter paßt, also bei mittlerem P-Gehalt. Sie greifen aber in neuester Zeit auch in deren Gebiete ein und sind in wirtschaftlicher Beziehung, auch bei

[1] Sammelliteratur über solche Verfahren:
1. Ledebur, Eisenhüttenkunde, Verlag Felix in Leipzig;
2. Dichmann, Der basische Herdofenprozeß, Springer Berlin;
3. Petersens Vortrag, Stahl und Eisen, 1910, S. 1;
4. Genzmers Vortrag, ebenda, 1904, S. 1419.
5. Geilenkirchen, Kalterblasenes Roheisen zur Flußeisendarstellung, Doktorarbeit Aachen.
6. Auch enthält Schusters Vortrag über das Talbotverfahren viele Angaben über andere Verfahren, Stahl und Eisen, 1914, S. 944, 994, 1031.

Erzeugung gewöhnlicher Qualität überlegen, sobald die Windfrischverfahren nicht ihre günstigsten Bedingungen finden. Das letztere gilt in Deutschland nur noch für den Minettebezirk und Peine; am Niederrhein und in Westfalen ist der Wettkampf noch unentschieden.

Es sind in neuester Zeit sehr große Fortschritte gemacht, die sich durch die Stichworte: Sehr große Öfen, verbesserte Ofenhaltbarkeit, mechanische Beschickung und Koksofengas kennzeichnen lassen.

Bei allen den genannten Verfahren wird fast nur mit flüssigem Roheiseneinsatz gearbeitet. Fester Roheiseneinsatz ist aus wirtschaftlichen Gründen unterlegen. Er wird nur dann angewendet, wenn flüssiges Roheisen nicht zur Stelle ist, was vorkommen kann, wenn Martinöfen und Hochöfen nicht im Gleichschritt arbeiten.

Um in dieser Richtung gesichert zu sein, um eine möglichst gleichmäßige Roheisenzusammensetzung und Temperatur zu haben und der Entschwefelung wegen hat man, auch wenn man nicht in ihnen vorfrischen will, Roheisenmischer eingeführt. Um aber die Möglichkeit des Vorfrischens zu haben, hat man sie vielfach anders konstruiert wie in Windfrischstahlwerken und als Kippöfen gebaut.

Mangel an Schrott tritt in Ländern mit gering entwickelter Industrie am fühlbarsten auf. So kommt es, daß die russische Eisenindustrie schon vor 1890 ein ganz besonderes Interesse für diese Verfahren gezeigt hat.

a. Verfahren, die zum Vorfrischen Gebläsewind, wie im Konverter anwenden.

Praktischen Erfolg hat nur das Wittkowitzer Duplexverfahren mit saurem Konverter und basischem Martinofen gehabt, das 1882 eingeführt[1]) und erst im Jahre 1913 durch das Talbotverfahren verdrängt wurde.

Eine kurze Beschreibung soll hier folgen[2]):

Es wurde im sauren Konverter (10 t) ein Roheisen mit 3,5% C; 2,5—3,0% Mn; 0,03—0,06% S; 0,8—1,0% Si; etwa 0,5% P in 8 Minuten verblasen, so daß es 1,0% C; 0,5% Mn, 0,0 Si enthielt. Dann wurde der Konverter in eine Pfanne entleert und im basischen Martinofen (22 t) fertiggefrischt und entphosphert. In letztere wurde Kalk, Erz (10%) und Schrott (10%) vorher eingesetzt und das Roheisen in 2 Partien eingegossen.

Die Pfanne wurde nicht gekippt, sondern unter Anwendung einer Stichlochsicherung, durch Abstich entleert[3]).

Die Martinöfen hatten eine sehr kurze Schmelzdauer (3 Stunden) und brauchten nur 10%—12% Kohlen. Das Ausbringen betrug 91%. Die sauren Konverter konnten 500 t Roheisen mit ein und demselben Futter verblasen.

---

[1]) Vgl. den Vortrag von Schuster, Stahl und Eisen, 1914, S. 945, auch den Vortrag von Holz, ebenda, 1902, S. 2.

[2]) Nach Reisenotizen des Verfassers.

[3]) Nicht desoxydiertes Flußeisen läßt sich schlecht ausgießen. Auf diese Weise wurde auch die Schlacke zurückgehalten.

Das Verfahren hat gute Ergebnisse gebracht und mußte nur deshalb weichen, weil der erforderliche Schrott nicht mehr zu beschaffen war.

In Deutschland ist es allerdings nur vorübergehend in Oberschlesien in Erscheinung getreten, sonst aber in Amerika, auch gerade in jüngster Zeit zur Anwendung gelangt. Hier wandte man aber nicht feststehende, sondern kippbare Martinöfen an[1]).

Ein anderes früher vielgenanntes Verfahren von Daelen-Pczolka[2]) benutzte ein fahrbares Windfrischgefäß von 20 t Inhalt mit seitlicher Windeinführung an Stelle des sauren Konverters zum Vorfrischen. Es hat keine Anwendung gefunden, nachdem Versuche in Krompach (Ungarn) u. a. den Übelstand ergeben hatten, daß die ganze Umgegend durch Eisenrauch verqualmt wurde.

Ein Vorschlag von Kernohan[3]) das Roheisen in der Rinne unter Winddurchblasen von unten vorzufrischen, ist nie verwirklicht. Dasselbe gilt von Eyermanns

Abb. 299. Duplexverfahren in Amerika. Schematische Darstellung aller möglichen Verfahren. *A* Rückkohlung des erblasenen Metalls in der Transportpfanne und Fertigmachen im Ofen. *B* Rückkohlung des erblasenen Metalls im Ofen und Fertigmachen. *C* Rückkohlung des erblasenen Metalls im Ofen bis 0,20 % C und weiteres Rückkohlen in der Gießpfanne. Vgl. Stahl und Eisen, 1918, S. 433 nach Simon Strock-Martin.

[1]) Vgl. a) Stahl und Eisen, 1905, S. 1230. Es wurde in den südlichen Staaten das Knothsche Schlackenverfahren angewandt, bei dem die Schlacke im Kippofen blieb und das Bessemerflußeisen darauf gegossen wurde.

b) Stahl und Eisen, 1908, S. 277. Entwurf von Blair. Es sollte das Bessemerflußeisen (20 t Konverter) in feststehenden Doppelflammenöfen von 120 t (der Herd war durch eine gekühlte Feuerbrücke quer hindurch geteilt) in 4 Stunden fertiggefrischt und entphosphert werden.

c) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 286. Duplexverfahren in Lackawanna; Bethlehem Steelworks, Jones-Laughlin und Aliquippa. 4 Bessemerkonverter zu 12,5 t füllen Gußpfannen von 20 t mit Flußeisen mit 0,08—0,2 % C. Dies wird unter sorgfältigem Zurückhalten der Schlacke (zweimaliges Umgießen) in kippbare Martinöfen (125 t) entleert. Dann folgt Walzsinter, Kalk und Bessemerstahl, den man nur auf 2 % C, 0,0 % Si heruntergeblasen hat (1/4 der Roheisenmenge). Nach 1 Stunde 20 Minuten gießt man 100 t fertiggefrischtes Flußeisen ab. Es sind hier Anklänge an das Talbotverfahren vorhanden. Man hat nur 6,8 % Kohlenverbrauch. Das Verfahren ist trotzdem teurer als das reine Martinverfahren. Man erzielt aber sehr große Erzeugungsmengen. Das Hochofeneisen wird zuerst in Mischer entleert.

d) Vgl. Abb. 299 und Stahl und Eisen, 1918, S. 433.

[2]) Vgl. Vortrag von Daelen, Stahl und Eisen, 1897, S. 401, auch Genzmers Vortrag, ebenda, 1904, S. 1419.

[3]) Stahl und Eisen, 1901, S. 327 (Campbell).

Konstruktion [1]), der an einen kippbaren Martinofen einen Windkasten anheftete, um ihn zuerst als Konverter und hernach als Martinofen zu benutzen.

b. Verfahren, bei denen Eisenerze den Sauerstoff zur Beschleunigung des Frischens einführen.

Diese Verfahren können in Hinblick auf die Schlacke nur in basischen Martinofen ausgeübt werden.

1. Das gewöhnliche Roheisenerzverfahren in feststehenden Öfen. (Sogenanntes Erzschmelzen.)

Das Verfahren ist nur bei Roheisengattungen mit niedrigem P-Gehalt durchführbar, weil sonst die Schlackenmenge zu groß wird. Es ist in kleineren Öfen nicht anwendbar. So ergab ein Betrieb mit einem 7 t-Ofen Mißerfolge [2]).

Ein großer Vorteil liegt bei allen diesen Verfahren darin, daß ein Teil des Fe im Eisenerz durch den Kohlenstoff des Roheisens reduziert und nutzbar gemacht wird. Es entsteht dadurch eine Erhöhung des Ausbringens oder, wie es in der Betriebssprache (nicht gerade logisch) heißt: Ein Zubrand (vgl. S. 416).

Diese Reduktion ($Fe_2O_3 + 3\,C = Fe_2 + 3\,CO$) [3]) erfordert aber von außen geführte Wärme, genau wie im Hochofen, die dem Ofen entzogen wird. Sie müßte im Kohlenverbrauch zur Geltung kommen, wenn nicht die Anwendung flüssigen Roheisens eine Ersparnis an Schmelzwärme und an Schmelzzeit hervorbringen würde. Dies letztere wird dadurch erklärt, daß Eisenerz und flüssiges Roheisen sofort sehr energisch in Wechselwirkung treten; so energisch, daß die Ofenhaltbarkeit gefährdet werden kann und man durch Setzen von Kalkstein anstelle des gebrannten Kalks die Temperatur dämpfen muß.

Es tritt ein sehr starkes Schäumen des Bades ein, das dazu zwingt einen tieferen Herd anzuwenden und in die Türschwellen Dämme aus Kalk zu legen. Auch dann noch fließt etwas Schlacke zu den Türen hinaus.

Es sollen hier einige kennzeichnende Beispiele folgen:

1. Oberschlesischer Betrieb [4]):

Feststehende Martinöfen für 26—27 t metallischen Einsatz arbeiten mit 55—60% Roheisen und 45—40% Schrott, darunter auch Späne. Es wird von der Arbeitseite her eingegossen. Man setzt in den leeren Ofen gebrannten Kalk, darauf den Schrott und

---

1) Stahl und Eisen, 1900, S. 310.

2) Hibbard, Stahl und Eisen, 1892, S. 12.

3) 112 kg Fe aus Fe_2O_3 reduziert = — 201 152 WE
36 » C zu CO verbrannt = + 88 920 »
Verbleiben — 112 232 WE
Für 1 kg Fe sind es — 1002 WE und für 1 kg C sind es — 3118 WE.

4) Nach persönlichen Notizen.



die Späne, darauf Erz (30% vom Roheisen — es sind schwedische Blötbergmagnete mit 56% Fe, 12 - 15% SiO_2). Dann wird das flüssige Roheisen eingegossen. Es ist ein Stahleisen mit etwa 1,0—1,6% Si; 1,8 - 2,4% Mn; 0,5—0,65% P; 0,05—0,1% S. Das Erz ragt aus dem Bade heraus und wird allmählich gelöst. Versuche, das Erz auf den Schrott zu setzen, haben sich nicht bewährt. Dasselbe gilt von Versuchen, statt des gebrannten Kalks Kalkstein anzuwenden. Schmelzdauer 6 Stunden.

Es werden 98% des eingesetzten Eisens (der Eisengehalt des Erzes nicht mitgerechnet) ausgebracht. Kohlenverbrauch 29—30%.

Es wurden 90 t versandtfähige Blöcke für 1 Tag und Ofen erzeugt (Jahres-Durchschnitt). Die Haltbarkeit des Ofens ist nicht schlecht. Sie beträgt 550 Schmelzen für den Oberbau und 1100 Schmelzen für die Gittersteine.

2. Betrieb in Donawitz[1].

Hier werden 80% des Einsatzes als flüssiges Roheisen (mit etwa 3,8% C; 0,3—0,4 Si; 3—3,4% Mn: 0,02—0,04 P) eingeführt. 20% werden als Schrott gesetzt. Erzmenge = 16% vom Ausbringen. Es ist Rostspat vom Erzberge.

Erst Erz, dann Schrott und Kalk, dann flüssiges Roheisen. Nach 2—3 Stunden erreicht das Kochen seinen Höhepunkt. Schmelzdauer 5—6 Stunden. Ausbringen = 100%, ebenso betrachtet wie im Beispiel 1. Kohlenverbrauch = 40%, neuerdings weniger. Es handelt sich um Leobener Braunkohle in Kerpelygaserzeugern. Die Haltbarkeit des Ofens ist sehr gut. 550 Schmelzen für den Oberbau und 3000 Schmelzen für die Kammersteine[2]).

Es ist auch ein Schlackenstichloch vorhanden, aus dem die Schlacke beim Überschäumen ausfließt (vgl. das Monellverfahren).

Das Roheisen geht durch einen geheizten Wellmankippofen (150 t), der als Mischer wirkt. Er wird aber nicht mit Erz beschickt, um nicht das wenige Si des Roheisens ganz herauszufrischen, sondern nur mit etwas Kalk. Er leistet eine gute Entschwefelung (60%).

3. Südrussischer Betrieb[3]. (Abb. 300).

Reines Roheisenerzschmelzen. Es wurden 26,2 t Roheisen (mit 4,26% C 1,03% Si; 0,16% P; 1,92% Mn) in 2 Pfannen auf 2,33 t Kalkstein = 8,5% und 5,72 t Erz mit 99% Fe_2O_3 = 21,8% gegossen. Nachgesetzt wurden

330 + 180 kg = 1,9% Erz

Zur Desoxydation wurden 200 kg = 0,76% Ferromangan (80% Mn) gebraucht.

Die Schmelze wurde nach 4 Stunden 25 Minuten abgestochen.

Das Flußeisen enthielt kurz vor dem Ferromanganzusatz

0,12% C, Spur Si; 0,02% P; 0,46% Mn

und beim Abstich 0,09% C, Spur Si; 0,02% P; 0,71% Mn.

Für 100 kg Roheisen wurden durch das Erz eingeführt 16,47 Fe.

Anderseits brannten ab	4,21 kg	C	
	1,03 »	Si	
	0,14 »	P	
	1,82 »	Mn	
	1,83 »	Fe	9,03 kg
	Unterschied		7,44 kg

Von dem mit dem Erz eingeführtem Fe wurden 14,64 = 89% gewonnen.

Demnach wurden für 100 kg eingesetztes Roheisen 107,44 kg Stahl ausgebracht. Zubrand = 7,44%. Die Schlackenmenge betrug 18,4%. Ihr Eisengehalt 9,93%.

---

[1]) Nach persönlichen Notizen des Verfassers.

[2]) Die Kammern haben ein Fachwerk mit □ Zügen genau wie bei einem Cowperappara

[3]) Nach Dichmann. Vgl. sein Buch S. 205 u. f.

Man verwendet Kalkstein an Stelle des Kalkes, um die Temperatur in der Kochperiode zu drücken.

Ein Überschuß an Eisenerz muß vermieden werden, um die Schlackemenge und die Menge des verschlackten Eisens nicht unnötig zu vermehren. Wir haben oben erfahren, daß der Eisengehalt der Schlacke nicht mehr als 10% betragen soll. Man erzielt dies, indem man zunächst weniger Erz einsetzt und hernach ergänzt.

Die Literatur[1]) über diese südrussischen Betriebe ist umfangreich. Vielfach ist von einem richtigen Einschmelzen von Erz zusammeu mit Kalk (an einer Stelle auch zum z. T. durch Dolomit ersetzt) die Rede. In diese flüssige Erzkalkschlacke wird das flüssige Roheisen gegossen und schäumt natürlich sehr stark auf. Vielfach hat man deshalb einen Chromeisensteinherd in die Öfen eingebaut[2]).

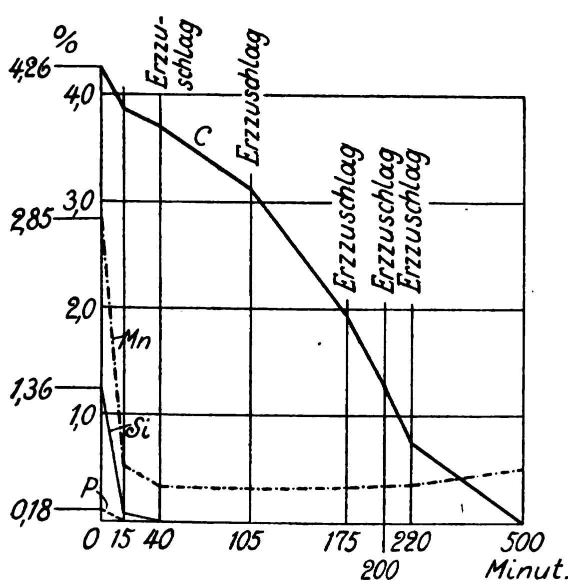


Abb. 300. Schaubild einer Martinofenschmelze im Sinne des Roheisenfrischverfahrens. Einsatz: 2460 kg Erz und 820 kg Kalkstein, darauf gegossen 20580 kg flüssiges Roheisen. Die Zusätze waren 820 kg, 820 kg, 410 kg, 410 kg Erz, das 2% SiO_2 98% Fe_2O_3 enthielt (vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 231 [Naske] und Dichmanns Buch S. 213).

4. Wittkowitz[3]).

Man arbeitete hier in feststehenden Öfen (50—60 t) mit 75% flüssigem Mischerroheisen und 25% Schrott am günstigsten. Eine geringere Schrottmenge ergab Schwierigkeiten.

Die Menge des aus dem Erz reduzierten Fe betrug 78%.

Es ließ sich auch bei den verschiedenen P- und Mn-Gehalten jede Qualität (harte und weiche) herstellen.

Näheres siehe beim Talbotverfahren, das diesem Verfahren wirtschaftlich weit überlegen ist.

Ist man gezwungen festes Roheisen beim reinen Roheisenerzschmelzverfahren zu verarbeiten, so erfährt man, daß die Ofenhaltbarkeit eine schlechtere wird und der Bedarf an Erz und Kalk, die Schmelzdauer und der Kohlenverbrauch wächst.

Dichmann[4]) erklärt dies, abgesehen von der aufzuwendenden Schmelzwärme, mit der Bildung von chemischen Übergangskörpern, die infolge des Hineintropfens des flüssigen Roheisens in das Erz entstehen und sich schwer in der Schlacke lösen.

---

[1]) Vgl. Dichmanns Buch, auch Naske, Stahl und Eisen, 1907, S. 231. Schdanow, (Czenstochau), 1909, S. 1930 und 1987.

[2]) Stahl und Eisen, 1898, S. 714 auch Schmidhammer, ebenda, 1902, S. 651 (das Erzeinschmelzen mit Kalk).

[3]) Vgl. Schusters Vortrag, Stahl und Eisen, 1914, S. 945 und 994.

[4]) Vgl. sein Buch, S. 192.

c. Erzschmelzen bei Anwendung des Vorfrischmischers[1]).

Die Georg-Marienhütte ging in dieser Richtung vorbildlich vor. Daselbst arbeiten 2 Vorfrischmischer (150 und 250 t), die mit Hochofengas geheizt und unter Erzzusatz betrieben werden, mit 4 feststehenden Martinöfen (45 t) zusammen.

	Mn	Si	P	S
	%	%	%	%
Roheisen am Hochofen	2,07	0,83	0,46	0,08
Roheisen aus dem Mischer	1,22	0,20	0,40	0,035

Der Kohlenstoffgehalt wird bis auf 2,00 % gedrückt (meist wohl nur auf 2,5 %).

Der Vorteil des Vorfrischmischers drückt sich darin aus, daß die Martinöfen, die mit 12—18% Erzzugabe[2]) arbeiten, eine Schmelzdauer von nur 3 Stunden haben, auch wenn sie mit Roheisen allein arbeiten. Bei Schrottzugabe (30%) dauert es länger, bis zu 5 ½ Stunden. Das Ausbringen beträgt dabei 104% (das Fe des Erzes dabei nicht gerechnet).

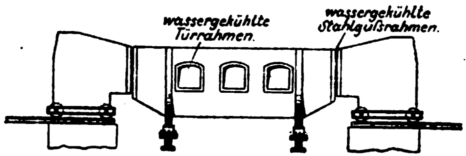


Abb. 301. Schematische Darstellung der Vorfrischmischer in Georgs-Marienhütte für 150—250 t Fassungsvermögen, mit Hochofengas geheizt.

Die Mischer sind kippbar. Auf Schweißofenziegeln liegen Magnesitsteine, darauf Stampfdolomit. Alle 8 Tage wird entleert und geflickt. Die Haltbarkeit des Futters ist dann gut (1 Jahr und mehr). Alle 3 Stunden erfolgt das Abkippen und Neuauffüllen.

Das Verfahren ist auf ein westfälisches Werk (Bochumer Verein), das ausschließlich Qualitätserzeugnisse herstellt, übertragen. Hier arbeiten 2 Vorfrischmischer (350 t, aber meist nur 250 t) mit 5 Martinöfen mit 50 t Einsatz zusammen und leisten 750 t Tageserzeugung. Auf geringen S- und P-Gehalt wird besonders gesehen. Trotzdem braucht man aber im Mischer nicht phosphorreines E senerz zu verwenden, wohl aber im Martinofen. Ausbringen in letzteren = 103%. Kohlenverbrauch für Mischer + Martinöfen = 23%.

Auch zwei oberschlesische Werke haben das Verfahren übernommen.

In dem einen bedient ein Vorfrischmischer (150 t) 2 Martinöfen (40 t). Man frischt bis auf 3,0% C herunter. Das Mischerfutter hält angeblich 1 ¾ Jahr.

---

[1]) Sattmann wollte das Roheisen beim Fließen vom Hochofen (Schlackenscheider) zum Martinofen in einem Vorfrischherd mit stechenden Brennerflammen bei Anwendung heißer Luft vorbereiten. Der Vorschlag ist nicht verwirklicht (Stahl und Eisen, 1899, S. 956).

[2]) Magneteisenstein hat sich besser als Krivoirogerz bewährt.

Ein solcher Vorfrischmischer ist als Flachherdmischer gebaut. Man kann ihn auch einen Kippofenmischer nennen, weil er im Notfalle auch als ein kippbarer Martinofen betrieben werden kann.

Man geht nicht über 300 t Fassungsvermögen (besser vielleicht 200 t) hinaus. Man heizt gut. Hochofengas genügt, weil die Temperatur nicht zu hoch werden soll (etwa 1400°), um nicht zu starke Frischwirkung zu haben. Meist wird allerdings Steinkohlengas angewandt. Der Verbrauch an Kohle für den Mischer allein beträgt 6%[1]). Man schlägt außer Eisenerz auch Kalk zu, um eine flüssige Schlacke zu erhalten.

Die Bedeutung dieses Vorfrischens liegt darin, daß man das Silizium bis auf einen geringen Rest entfernt, und infolgedessen das starke Aufschäumen im Martinofen unterbleibt. Auf diese Weise kommt der Vorteil des flüssigen Roheiseneinsatzes, der sich im schnellen Verlauf der Frischreaktion äußert, zur vollen Geltung, ohne die Ofenhaltbarkeit zu gefährden. Daß der Mischer auch sonst gute Dienste leistet, wurde S. 447 gesagt. Auch lehren es die folgenden Zeilen.

Durch das Vorfrischen wird eine Abkürzung der Schmelzdauer und eine Brennstoffersparnis, auch eine bessere Ofenhaltbarkeit bewirkt. Im übrigen sei auf die Ausführungen S. 86 verwiesen.

Dort ist die Entschwefelung im Mischer ausführlich besprochen. Einige Angaben bringt auch der Vortrag von Petersen[2]), der von einer Entkohlung bis auf 3,11% C spricht. Der P-Gehalt geht von 0,22 auf 0,16% herunter, der Mn-Gehalt von 1,78% auf 0,69%.

Einige andere Angaben bringt Schusters Vortrag. Es handelt sich allerdings hier nicht um ein absichtlich eingeleitetes Vorfrischen, sondern nur um Sammeln, Ausgleichen und Entschwefeln als Vorbereitung für das Talbotverfahren [3]).

d. Die Roheisenfrischverfahren mit Schlackenwechsel.

Bei P-reichem Roheisen kann die Schlackenmenge so groß werden, daß die Frischwirkung der Eisenerze wegen der Verdünnung der Lösung nicht mehr zu wirken vermag. Setzt man viel Eisenerz, braucht man auch viel Kalk. Ist dann ein Teil des Eisensauerstoffs abgegeben, so liegt die Schlacke stumpf im Ofen. Das wird anders, wenn man die Schlacke entfernt und eine neue Schlacke aus Eisenerzen und Kalk bildet.

---

[1]) Mischer in Wittkowitz, Stahl und Eisen, 1914, S. 952.

[2]) Stahl und Eisen, 1910, S. 4.

[3]) Stahl und Eisen, 1914, S. 952.

Kippofenmischer in Wittkowitz. Fassungsvermögen 300 t. Auf 1 t Roheisen 35 kg Erz und 10 kg Kalkstein, 60 kg Steinkohle. Haltbarkeit ein Jahr und mehr. In der Pfanne 37—50% S und 12% Mn entfernt. Hinter dem Mischer dann 0,04—0,03% S. Mn-Gehalt von 1,6 bis 2,1 auf 0,9—1,0%, Si-Gehalt von 1,0% auf 0,20—0,25%. Die Mischerschlacke enthält 30% SiO_2 neben 4,5—6% Fe. Die mit Hochofengas gut vorgewärmten Pfannen (30 t) können bis zu 4 Stunden ohne Nachteil vor dem Mischer warten. In 24 Stunden 500 t durchgesetzt. Ausbringen = 100%.

Die einfachste Lösung der Aufgabe besteht darin, daß man die stumpfgewordene Schlacke überlaufen läßt oder absticht.

Den ersteren Weg hat Monell in Pittsburg betreten und vorgeschlagen, 80 % der Schlacke in dieser Weise abzustoßen. Er bildete in bekannter Weise ein Bett aus Eisenerz und Kalk und goß das Roheisen darauf. Die Herdtiefe war so bemessen, daß beim Kochen die Schlacke über die Türschwellen floß. Dann wurde in gewöhnlicher Weise weiter gearbeitet. Anfangs arbeitete Monell mit festem Roheisen, ging aber dann zum flüssigen über[1]).

Das Verfahren mag bei geringem P-Gehalt anwendbar sein, aber hier ist nach neueren Anschauungen ein Schlackenwechsel unnötig und nicht einmal vorteilhaft.

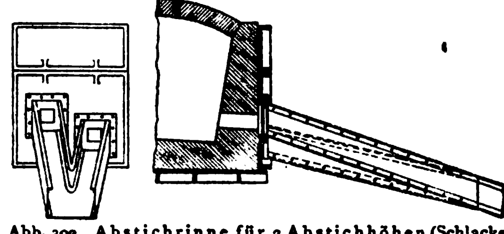


Abb. 302. Abstichrinne für 2 Abstichhöhen (Schlacke und Stahl) nach Surzycki, Czenstochau, (Stahl und Eisen, 1904, S. 163).

Surzycki in Czenstochau ordnete ein regelrechtes Schlackenstichloch an und konnte nun die abzustoßende Schlackenmenge gut regeln. Das Verfahren soll an der schlechten Haltbarkeit des Stichlochs gescheitert sein[2]). (Vgl. Alb S. 302.)

Das Bertrand-Thielverfahren.

Dies Verfahren ist in dem böhmischen Werk Kladno entstanden[3]), wo Bertrand als Direktor, Thiel als Stahlwerkchef wirkte. Der Schlackenwechsel wird dadurch vollzogen, daß 2 Öfen angewandt werden. In dem einen wird vorgefrischt, in dem anderen fertiggefrischt.

In Kladno[4]) (Roheisen mit 3,5 % C, 0,5 % Mn; 0,5 % Si; 1,3 % P) stand der Vorfrischofen auf einer Bühne, der vorgefrischte Stahl floß in einer Rinne dem untenstehenden zweiten Ofen zu. (Es wurde z. B. auf 1,77 % C 0,63 % P heruntergefrischt.) In diesem war zuvor ein Schmelzbad aus Eisenerz, Kalk und Schrott vorbereitet. Beim Einfließen des flüssigen Roheisens entstand eine sehr starke Frischreaktion, die zur Abkürzung des Verfahrens beitrug. Vor dem Geben der Zusätze hatte das heruntergefrischte Flußeisen 0,078 % C bei 0,043 % P.

Abgesehen davon wurde der P-Gehalt in der Schlacke des Vorfrischofens soweit konzentriert, daß sie für Düngezwecke verwendbar wurde, was sonst nicht bei Martinofenschlacken der Fall war. Die Schlacke des unteren Ofens ist sehr eisenreich und deshalb gut im Hochofen verwendbar[5]).

---

[1]) Schmidhammer, Stahl und Eisen, 1902, S. 651. Das Erzmartinieren im Ural und den Vereinigten Staaten. In beiden Fällen nach dem Verfahren von Monell. 78 % des Fe im Erz wird reduziert.

[2]) Vergl. den Vortrag von Genzmer, Stahl und Eisen 1904, S. 1419.

[3]) Vgl. das Flammofenschmelzen daselbst, das diesem Verfahren die Grundlage gegeben hat (S. 69).

[4]) Vgl. Thiel, Stahl und Eisen, 1897, S. 403 und 733; Ebenda 1898, S. 86 und 146.

[5]) Stahl und Eisen, 1898, S. 750 (Thiel).

Daß die Entphospherung im oberen Ofen so schnell vor sich geht, ist bei den chemischen Vorgängen erläutert. Hier sei nur auf den Einfluß der Temperatur hingewiesen[1]):

Der untere Ofen reichte angeblich für 2 Vorfrischöfen aus. Die letzteren machten bei 12 t Roheiseneinsatz je 4½ Schmelzen, der untere, der außerdem mit 1—2,5 t Schrott beschickt wurde, machte 9 Schmelzen in 24 Stunden.

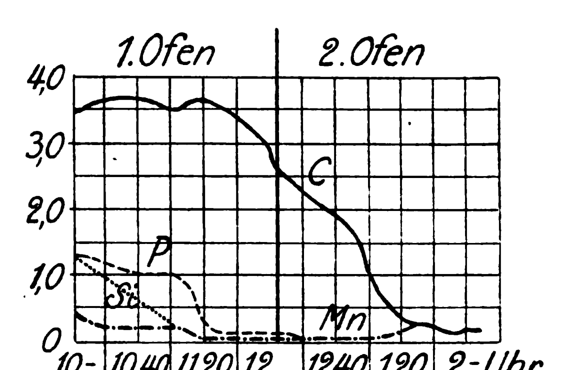


Abb. 303. Schaubild einer Bertrand-Thiel-Schmelze. Kennzeichnend ist der starke Abfall der P Linie, während die C-Linie erst später abfällt. Es hängt dies mit der verhältnismäßig niedrigen Temperatur zusammen. Vgl Ledebur, Stahl und Eisen, 1903, S. 56.

Das Schaubild Abb. 303 ist kennzeichnend.

Zeitweise wurde in Kladno auch mit festem Roheiseneinsatz gearbeitet.

Das Verfahren wurde dann vom Höschwerk bei Dortmund übernommen[2]), daselbst aber das Überführen des Stahls aus dem einen in den anderen Ofen mit Hilfe eines Pfannenkrans bewerkstelligt[3]).

Die Zusammensetzung der Schlacken siehe S. 415.

---

[1]) Ledebur über das Bertraud Thiel-Verfahren, Stahl und Eisen, 1903, S. 36. Bei hoher Temperatur wurde im oberen Ofen 3/5 des C und 1/2 des P entfernt. Bei niedriger Temperatur 1/3 des C und 9/10 des P.

[2]) Vgl. Pottgießer, Stahl und Eisen, 1904, S. 620.

[3]) Der Verfasser fand daselbst folgende Betriebsergebnisse:

Zwei Öfen von je 15 t arbeiteten zusammen und führten in 24 Stunden je 9—10 Schmelzen aus.

Für 1 t gute Blöcke wurden gebraucht:

765 kg flüssiges Thomasroheisen (0,3% Si, 1,5% Mn, 0,07% S, 1,8% P, 3,0% C),
116 » Feineisenschrott,
40 » Blechschrott,
17 » Drehspäne,
7 » Kokillenbruch,
9 » Ferromangan,
7 » Spiegeleisen zusammen 961 kg

223 kg Schwedische Magneteisensteine mit 65% Fe = 145 kg Fe,
34 » Walzsinter mit 72% Fe = 24 kg Fe,
83 » Kalkstein,
63 » Kalk,
259 » Generatorkohle,
52 » Basische Masse.

Von dem gesamten metallischen Einsatz wurden 104% ausgebracht, wenn man den Eisengehalt des Erzes unberücksichtigt läßt. Berücksichtigt man ihn, so sind es 88%.

Die Schlacke des Vorfrischofens enthielt bis zu 25% P_2O_5, das Ofenfutter überdauerte 350 Schmelzen.

Das Höschverfahren[1]).

Es hat sich um das Jahr 1905 unmittelbar aus dem Bertrand-Thielverfahren entwickelt, aber seinen Grundgedanken beibehalten.

Es wird aber derselbe Ofen zum Vorfrischen und Fertigfrischen benutzt. Man sticht in die am Kran hängende Pfanne ab, läßt die Schlacke über den Pfannenrand laufen und kippt den vorgefrischten Stahl wieder in den Ofen zurück, nachdem man vorher Kalk, Schrott und Eisenerz eingesetzt und heiß gemacht hat.

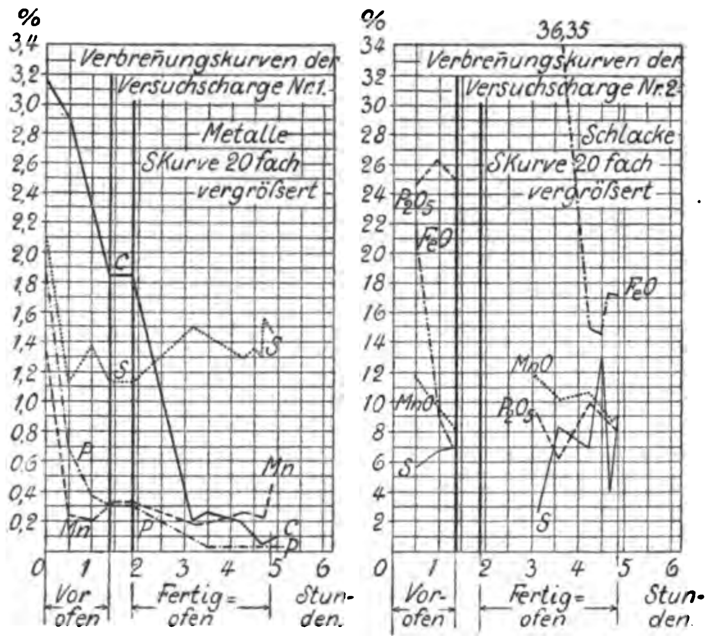


Abb. 304. Schaubilder einer Höschschmelze nach Springorum. (Doktorarbeit Aachen.)

Dies Verfahren hat das ursprüngliche vollständig verdrängt. Es wird im Höschwerk, Hüsten und Haspe, auch in Hörde ausgeübt, wo es unabhängig und gleichzeitig entwickelt war. Man hat auch sehr große Öfen herangezogen (75 und 100 t) und dabei Vorteile erreicht.

Beim Bertrand-Thielverfahren wuchs der Herd im Vorfrischofen, im zweiten Ofen wurde er angefressen. Hier hörte dies auf. Die größere Hitze des Ofens in der zweiten Periode schmolz die Ansätze fort. Auch wurde die Ofenhaltbarkeit besser.

[1]) Eine sehr ausführliche Darstellung hat Springorum in seiner Doktorarbeit über das Höschverfahren gegeben. Ein Auszug findet sich in Stahl und Eisen, 1910, S. 396. Andere Angaben bringt Dichmann und auch Petersens Vortrag, Stahl und Eisen, 1910, S. 7. Auch Schock, Stahl und Eisen, 1914, S. 697.

Man frischt in dem ersten Zeitraum z. B. auf 1,46% C; 0,34% Mn; 0,26% P herunter und erzielt bei 75% Roheisenanteil eine phosphorreiche Schlacke mit 25—26% P_2O_5 (80—90% davon sind zitratlöslich) und 4—7% FeO, in einer Menge von etwa 12% vom metallischen Einsatz. Die Schlacke des zweiten Zeitraums (z. B. nur 6% P_2O_5 bei

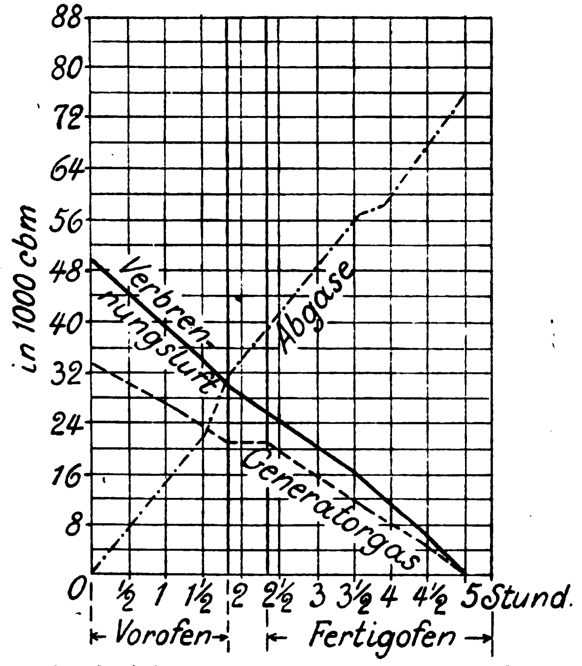


Abb. 305. Menge des Steinkohlengases, der Verbrennungsluft und der Abgase für eine Schmelze im Sinne des Höschverfahrens (30 t) nach Springorum (Stahl und Eisen, 1910, S. 405). Dabei wurde die Abgasmenge mit Hilfe des de Bruynschen Geschwindigkeitsmessers unter Berücksichtigung der Temperatur usw. ermittelt und von dieser Menge (C gehalt) auf die Menge der Steinkohlengase und der Verbrennungsluft (N gehalt) geschlossen.

Zusammensetzung der Generatorgase:

24,5% CO; 4,2% CO_2; 0,3% O; 3,6% CH_4; 9,2% H; 58,2% N.

Zusammensetzung der Abgase (Durchschnitt):

15,9% CO_2; 1,7% O; 0 CO; 82,3% N.

Die Darstellung kennzeichnet, daß auf 33000 cbm Generatorgas 49000 cbm Verbrennungsluft und 75000 cbm Abgase kommen.

14—20% FeO und etwa 10% MnO) macht etwa 15% des Einsatzes aus. Die erste Schlacke wird an die Thomasphosphatmühle, die letztere an den Hochofen abgegeben.

Das Ausbringen, vom metallischen Einsatz gerechnet, beträgt 104 bis 108%. Die Ofenhaltbarkeit wird mit 400 Schmelzen angegeben[1]. Die starke Reaktionshitze wird durch Geben von Kalkstein gedämpft.

Die Zusammensetzung der Schlacken siehe S. 415.

[1] Vielfach ist die Haltbarkeit aber geringer z. B. nur 230 Schmelzen.

Ein Betriebsbeispiel[1]) soll noch einige Einzelheiten mitteilen:

Der Martinofen faßt 75 t metallischen Einsatz. Der Roheisenanteil betrug rund 66%.

1. Zeitraum. Vorfrischen.

Der Ofen wird so schnell wie möglich besetzt. Magneteisenstein (so P-reich wie möglich z. B. 7500 kg Gellivara), Kalk (4200 kg) und mit P-haltiger Schlacke durchsetzte Bären[2]). Gleichzeitig werden Dämme aus Kalk in den Türöffnungen aufgeschüttet und oben mit Teerdolomit belegt, um der überkochenden Schlacke zu wehren. Dann wird das flüssige Roheisen (48 t Thomasroheisen mit 3,2% C; 0,68% Mn; 1,71% P; 0,31% Si; 0,11% S) eingegossen, dabei aber die Mischerschlacke sorgfältig zurückgehalten, was erleichtert wird, wenn der Ausgußpunkt beim Kippen an ein und derselben Stelle bleibt. (Dies ist z. B. bei einem Pfannenwagen von Tigler der Fall.)

Sobald das Erz »verkocht« ist und die Probenahme genügende Hitze zeigt, wird abgestochen. Die am Kran hängende Pfanne steht dabei schräg, so daß die dem Stahl folgende Schlacke in einen Kübel auf gemauerten Boden überfließt. Dann wird Kalk auf die in der Pfanne verbliebene Schlacke geworfen, um sie anzusteifen und die Pfannenschnauze von Schlackenansätzen befreit. Dies geschieht, um zu verhindern, daß phosphorreiche Schlacke in den Ofen zurückgelangt und eine Rückphospherung eintritt.

2. Zeitraum. Fertigfrischen.

Inzwischen ist die Pfanne zur Seite gefahren, um die letzte Schlacke aus der Rinne laufen zu lassen. Es wird dann schnell das Stichloch geschlossen, wobei nur das Gas, nicht aber die Luft abgestellt wird und inzwischen auch schon mit dem Besetzen des Ofens begonnen. Kalk (2500 kg), Schrott (11000 kg) und Rostspat (4500 kg). Ist der Herd hoch, werden auch sogenannte Knochen d. h. Gespanneinläufe gesetzt, die viel SiO_2 einführen. Dann folgt der flüssige Stahl. Der Schlackenrest bleibt infolge der Ansteifung an der Pfanne hängen und fällt hernach beim Umstürzen heraus. Man wählt Rostspat, um ein phosphorreines und gleichzeitig Mn-reiches Erz zu haben. Im weiteren Verlauf wird immer wieder Kalk und nach Bedarf Rostspat gesetzt, solange die Schlacke Kalk annehmen will. Wird sie dabei zu steif, wird etwas Flußspat[3]) gesetzt. Das Fertigmachen erfolgt durch Geben von Spiegeleisen und Ferromangan, das in der Mulde 5 Minuten vorgewärmt wird. 10 Minuten nach Zusatz wird abgestochen. Die Schlacke läuft dabei über den Pfannenrand. Sie wird dann zusammen mit der beim Pfannenwenden ausgestürzten Schlacke dem Hochofen übergeben.

Zeiteinteilung.

Besetzen	1	Stunde
Schmelzen	2	»
Umgießen und Besetzen mit Schrott usw.	1	»
Schmelzen und Fertigmachen	3—4½	»
Schmelzdauer zusammen	7—8½	Stunden

Ausbringen an versandtfähigen Blöcken bei einem Einsatz von

50 t Roheisen und 25 t Schrott	= 75	t
an Gießabfällen (6%)	= 4,5	»
Zusammen rund	79,5 t = etwa 106%	

Es wurde im 1. Zeitraum auf

1,76% C; 0,35% Mn; 0,10% P; 0,03% Si; 0,086% S heruntergefrischt.

Im 2. Zeitraum auf

0,16% C; 0,28% Mn; 0,01% P; 0,01% Si; 0,053% S

(vor dem Fertigmachen).

---

[1]) Auf Grund von Reisenotizen.

[2]) Ob man erst Kalk oder erst Magnete setzt, hängt vom Zustand des Herdes ab. Bei Herdansätzen zuerst Magnete.

[3]) Dies darf man aber nur bei der Fertigschlacke tun, nicht auch bei der 1. Schlacke, weil sogleich die Zitratlöslichkeit unterdrückt wird.

Schlackenzusammensetzung %.

	SiO_2	MnO	P_2O_5	Fe	CaO	S
1. Schlacke	14,40	3,86	17,26[1])	4,90	51,80	0,17
2. Schlacke	15,50	9,55	5,33	10,30	47,70	

Zitratlöslichkeit der 1. Schlacke = 95,5 %.

Pottgießer[1]) nennt folgende Zahlen:

Täglich 3 Schmelzen in 1 Ofen mit 100—110 t Fassungsvermögen. 70 % Roheisen mit 1,8—2,0 % P aus einem Mischer, ohne darin vorzufrischen.

Auf 1000 kg Rohstahl 140 kg Schlacke mit 18—23 % P_2O_5; außerdem 160 kg Fertigschlacke mit 5,5—11 % P_2O_5.

Neuerdings ist Koksofengas in einem Ofen der Bauart März mit gutem Erfolg eingeführt, dessen Herdfläche $13{,}5 \times 4{,}5 = 60{,}75$ qm mißt.

Schock gibt an, daß 15—20 % der Vorschlacke im Ofen verbleiben und dadurch sich der P-Gehalt nur zu 66—70 % auf die Vorschlacke und 30—34 % auf die Endschlacke verteilt.

Springorum nennt bei einem Einsatz von 74,7 % Roheisen; 0,25 % Spiegeleisen; 0,84 % Ferromangan; 0,02 % Ferrosilizium; 0,17 % Brucheisen; 24 % Schrott ein Jahresausbringen von 104,42 % bei einem Verbrauch von 217,5 kg Walzsinter, 94 kg Kalk, 248 kg Gaserzeugerkohle für 1 t Blöcke und einer Erzeugung von 126 kg Thomasschlacke mit 20—25 % P_2O_5.

Vgl. auch den Bericht über die Sitzung der Stahlwerkskommission 1920 in Stahl und Eisen, in welchem die Erfahrungen des Höschwerks mit kaltem Koksofengas mitgeteilt werden (Springorum).

Das Talbotverfahren[2]).

Es führt den Schlackenwechsel durch Anwenduug eines Kippofens aus. Sein wesentliches Kennzeichen ist, daß nur ein Teil (etwa $^1/_3$) des im Ofen befindlichen Stahls ausgegossen wird. Der Wärmeinhalt des Restes wirkt ausgleichend, so daß die Temperaturspitzen gekürzt werden.

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1034.

[2]) Literatur:

Stahl und Eisen, 1900, S. 263 und 565.

Ebenda, 1902. S. 2. (Vortrag von Holz; das Verfahren sei billiger als das Duplexverfahren 62,15 M. gegen 63,9 für 1 t.)

Ebenda, 1902, S. 35. Talbotofen und ein gew. Martinofen als Vorfrischapparat (Stobrawa).

Ebenda, 1903, S. 682. Talbotofen von 200 t Fassungsvermögen in Amerika.

Ebenda, 1903, S. 170. Talbotverfahren in Frodingham (Surzyki).

Ebenda, 1908, S. 1359 dasselbe (Jagsch), (175 t- und 250 t-öfen).

Ebenda, 1914, S. 945, 994, 1031. Schusters Vortrag über das Talbotverfahren in Wittkowitz.

Der erste Talbotofen wurde 1898 in Pencoyd (Vereinigte Staaten) in Betrieb gesetzt, also gleichzeitig mit Bertrand-Thiel-Öfen in Kladno. Das Verfahren kam dann, nachdem es längere Zeit viel besprochen und begutachtet war, nahezu in Vergessenheit und behauptete sich nur in Frodingham in England, nachdem ein Versuch in Senelle-Maubeuge fehlgeschlagen war. In den Vereinigten Staaten ging man nach einigen Versuchen zu dem Duplexverfahren über.

Unter diesen Umständen war es ein gewagtes Unternehmen, wenn im Jahre 1912 das mährische Werk Wittkowitz den Entschluß faßte, das Talbotverfahren an die Stelle des Duplexverfahrens treten zu lassen.

Schuster schildert das »Für und Wider« sehr anschaulich in seinem Vortrage:

»Das Duplexverfahren mußte wegen Schrottmangels aufgegeben werden. Gegen das Talbotverfahren bestanden die Bedenken der schlechten Ofenhaltbarkeit [1]), der hohen Anlagekosten (Kippofen) und des hohen Kohlenverbrauchs, auch erschien das Fertigmachen in der Pfanne nicht einwandfrei.«

Der Versuch ist geglückt. Die Einwände sind nicht bestätigt, wohl hauptsächlich im Zusammenhange mit den vorgeschalteten Mischern, dem großen Ofenraum und den großen Fortschritten beim Ofenbau und bei der Herstellung der Ofenbaustoffe. Auch erleichterten elektrische Umschmelzöfen das Fertigmachen in der Pfanne. Durch die Aufstellung von Schrottschmelzöfen war es möglich, dem Talbotverfahren nur soviel Schrott zuzuweisen, wie er am vorteilhaftesten verarbeiten konnte.

Die Zusammensetzung der Schlacke siehe S. 415.

Die Vorteile des Verfahrens liegen in einer guten Wärmeaufspeicherung im Ofen selbst, die auch die hohe Reaktionstemperatur drückt und die Haltbarkeit des Ofenfutters begünstigt.

Es soll hier zunächst eine Beschreibung nach der ersten Veröffentlichung [2]) gegeben werden.

Ein kippbarer Wellmanofen von 72,5 t Fassungsvermögen wurde bis auf 30,4 t fertiggefrischten Stahl mit 0,07% C, 0,17% Mn entleert.

9 U. 50 1,6 t Walzsinter und 136 kg Erz

9 U. 55 7,1 t flüssiges Roheisen mit 3,56% C; 0,04% S; 0,80% P; 1,34% Mn; 0,52% Si (vom Hochofen oder Kupolofen)

von 9 U. 55—10 U. 5 dauerte die heftige Frischreaktion.

Nach Entfernung eines Teils der Schlacke

10 U. 30 1,2 t Walzsinter, 590 kg Kalkstein, darauf 6,35 t Roheisen.

10 U. 35 272 kg Manganerz, 1 134 kg Walzsinter, 1 180 kg Kalkstein,

bis 1 U. 25 dauerte die Kochperiode

---

[1]) Den Eindruck der schlechten Ofenhaltbarkeit hatte auch der Verfasser von seiner Amerikareise 1905 mitgebracht.

[2]) Nach Stahl und Eisen, 1900, S. 263.



Nach weiterem Zusatz von 2040 kg flüssigem Roheisen bestand
um 1 U. 40 ein Gehalt von 0,10% C
um 1 U. 45 wurden 18,9 t Flußeßeisen abgekippt und in der Pfanne fertig gemacht. Das Flußeisen enthielt 0,14% C: 0,036% S; 0,028% P; 0,54% Mn.

Es wurde also von dem im Ofen befindlichen 30,4 + 7,1 + 6,35 + 2,04 = 45,9 t metallischem Einsatz etwa 40% abgegossen.

Ein Siliziumgehalt des Roheisens kürzte die Frischperiode erheblich ab. Der P_2O_5-Gehalt der Schlacke betrug in diesem Falle 6,58% neben 15,52% Fe. Wie wir sehen werden, steigt er bei höherem P-Gehalt des Roheisens, so daß hier Übereinstimmung mit dem Bertrand-Thiel und Höschverfahren besteht.

Es wurden 4 Schmelzen in 24 Stunden gemacht, also rund 80 t Stahl erzeugt.

Diese Zahlen sollen durch Angaben aus dem Schusterschen Vortrage ergänzt werden:

Es wurden 2 heizbare Kippöfen aufgestellt, um den einen als Mischer (300 t), den anderen als Talbotofen (200 t) zu gebrauchen. Daneben arbeiteten 3 feststehende (50—60 t) und ein Wellmanofen (60 t) als Roheisenfrischofen. Zusammen 800 t Tageserzeugung.

Die Elektrostahlanlage besaß einen Ofen von 2 t (zum Ferromanganschmelzen) und einen solchen von 6 t Fassungsvermögen.

Betrieb des Talbotofens[1]).

Sobald 200 t fertig gefrischt sind, werden 65 t abgekippt und mit flüssigem Ferromangan fertig gemacht.

Der Rest verbleibt im Ofen, 10—15 m/m hoch mit Schlacke bedeckt. Es wird Erz und Kalk eingesetzt, nachdem vorher das Stichloch geschlossen ist und Reparaturen in der Schlackenzone vorgenommen sind.

In 15—20 Minuten sind diese Zuschläge heiß, dann 30 t Mischerroheisen mit etwa 0,9% Mn; 0,2% Si; 1,1—1,7% P; 0,03—0,04% S hinein. Nach 30 Minuten hat sich das Bad und die Gasentwicklung so weit beruhigt, daß man die 2. Pfanne einsetzen kann. Es geschieht dabei aber eine viel schwächere Reaktion.

Es wird nunmehr unter Abkippen des größten Teils der Schlacke nach der Arbeitsflur zu und unter Erz- und Kalkzusatz in gewöhnlicher Weise weiter gefrischt.

Man kann je nach dem geforderten Erzeugnis auf 0,07—0,8% C, bei etwa 0,3% Mn: 0,02—0,03% P herunterfrischen. Es wurde mit gleichem Erfolg harte und weiche Qualität gemacht, ja sogar Krüppel für natlose Rohre. Dieselbe Beobachtung wurde auch bei den anderen Martinöfen gemacht, nur bestanden große Unterschiede in der Erzeugungsmenge. Das Fertigmachen erfolgt in der Pfanne.

Ein P-Gehalt bis 1% im Mischerroheisen bringt keine merkbare Verzögerung. Ein solcher von 1,8% bedingt eine um 8% verlängerte Schmelzdauer.

Das Gießen erfolgt bei vorgeschobenen Blockformen (2 auf einem Wagen, 4 t Blöcke).

Setzte man beim Talbotofen mehr als 5% Schrott ein, so trat eine Mindererzeugung infolge der Abkühlung ein.

Die Haltbarkeit des Ofens war gut. 300 Schmelzen, dann neue Köpfe, dann 250 Schmelzen ebenso, dann nochmals 250 Schmelzen. so daß erst nach 800 Schmelzen und 52500 t ein neues Gewölbe und neue Kammerfüllungen eingebaut wurden.

Diese Zahlen lauteten für das gewöhnliche Verfahren in den kippbaren und die feststehenden Öfen ungünstiger (440 Schmelzen und 27600 t, 500 Schmelzen 27800 t). Die Ursache der guten Haltbarkeit liegt darin, daß das Bad weniger und nur kurze Zeit schäumt und die Temperaturschwankungen nicht so groß sind, wie bei anderen Roheisenfrischverfahren.

---

[1]) Siehe den obengenannten Vortrag, er wird durch die Ausführungen von Hoffmann (Wittkowitz) ergänzt. Stahl und Eisen, 1914, S. 1038 u. f.

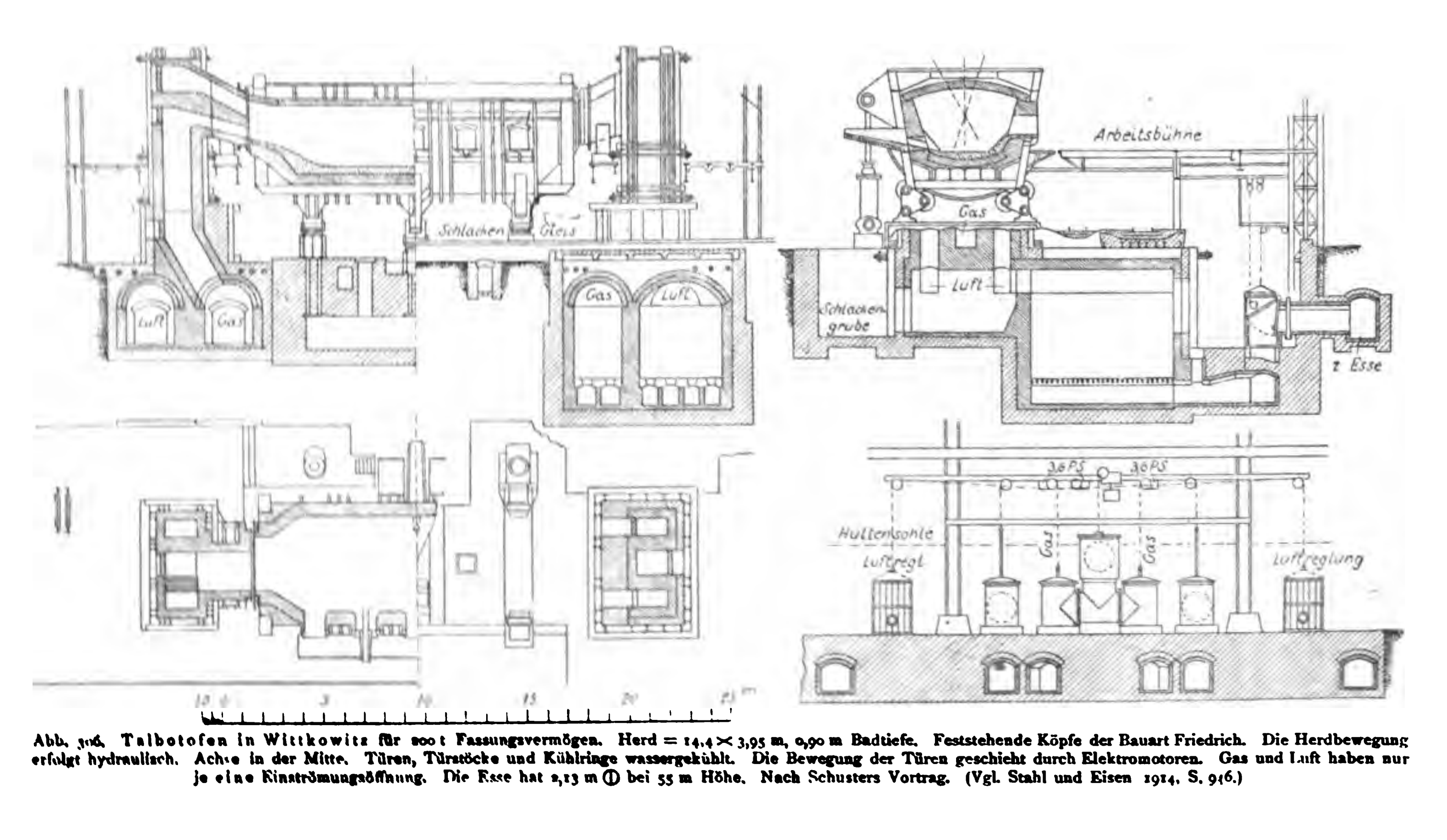


Abb. 306. Talbotofen in Wittkowitz für 200 t Fassungsvermögen. Herd = 14,4 × 3,95 m, 0,90 m Badtiefe. Feststehende Köpfe der Bauart Friedrich. Die Herdbewegung erfolgt hydraulisch. Achse in der Mitte. Türen, Türstöcke und Kühlringe wassergekühlt. Die Bewegung der Türen geschieht durch Elektromotoren. Gas und Luft haben nur je eine Einströmungsöffnung. Die Esse hat 2,13 m ⌀ bei 55 m Höhe. Nach Schusters Vortrag. (Vgl. Stahl und Eisen 1914, S. 916.)

P_2O_5-Gehalt der Schlacke:

Bei 1,1 % P im Roheisen 14,7 % P_2O_5 }
» 1,7 » P » » 19,02 » » } bei den Wellman- und feststehenden Öfen weniger.

Das Ausbringen an Fe aus den zugesetzten Eisenerzen ist sehr hoch: 86 %. Bei dem Wellmanofen 80 %, bei dem feststehenden Ofen 78 %. Gesamtausbringen = 103,9 bis 105,4 %. Überall ist der Talbotofen den kippbaren und feststehenden Öfen überlegen. Dies bezieht sich auch auf den Brennstoffaufwand = 221 kg Kohle für 1 t und das Anlagekapital.

Dies drückt sich in den Gesamterzeugungskosten für 1 t aus.

Talbotofen.	100 M.
Wellmanofen	105 »
Feststehende Öfen . . .	107 »

Die anderen Kippofenfrischverfahren.

Von dem Wellmanofen in Wittkowitz war bereits die Rede. Es wird Schrott (am günstigsten arbeitete man mit 10—15 %), Erz, Kalk, dann in 2 Pfannen flüssiges Mischereisen eingesetzt. Kurz vor dem Abstich geschieht das Abkippen der Schlacke nach der Arbeitsseite zu. Der Rest der Schlacke folgt in gewöhnlicher Weise dem flüssigen Stahl.

In Königshütte[1]) arbeitet man mit 2 kippbaren Öfen von 150 bis 200 t und 300 t Fassungsvermögen. Man benutzt den einen zum Vorfrischen und den anderen zum Fertigfrischen, also im Sinne des Bertrand-Thiel-Verfahrens, führt aber im 2. Ofen das Fertigfrischen im Sinne Talbots aus (Tageserzeugung dabei = 600 t). Die Überlegenheit des Kippofens ist auch hier einwandfrei zu Tage getreten.

In Dortmund[2]) arbeitet man mit Kippöfen von 60 t Fassungsvermögen (200—270 t Tageserzeugung). Man gießt im Gegensatz zu Wittkowitz die Schlacke zweimal ab und erzielt 20,7 % Phosphatschlacke mit 18—22 % P_2O_5 bei 100 % Thomasroheisen mit 1,8 % P. Das Roheisen durchläuft denselben Mischer wie das für die Konverter bestimmte Roheisen.

Die Heizung der Öfen mit Mischgas aus Koksofen- und Hochofengas hat dort sich gut bewährt. Dies ist in der Folgezeit noch mehr hervorgetreten. Man hat auch Sonderstähle hergestellt, die man sonst nur im Elektroofen erzeugen konnte. Es hängt dies damit zusammen, daß man bei Verwendung von solchem Gas sehr hohe Temperaturen beim Fehlen eines jeden Luftüberschusses erzeugen kann, und das Erzeugnis nur wenig Sauerstoff aufnimmt. Das Mischgas wird auf 1500 W. E., besser auf 1800—2000 W. E. für 1 cbm eingestellt. Die Haltbarkeit der Öfen ist gut. (380 Schmelzen für den Oberbau und 2000 Schmelzen für die Kammersteine.) Vgl. den Bericht über die Sitzung der Stahlwerks kommission 1920 in Stahl und Eisen (Schneider und Klinkenberg).

---

[1]) Bernhardt, Stahl und Eisen, 1914, S. 1035.

[2]) Klinkenberg, Stahl und Eisen, 1914, S. 1036 und Massenez ebenda S. 1038 u. f.

41. Sondererzeugnisse im Martinofenbetriebe.

1. Schmiedeblöcke.

Die Chemische Zusammensetzung wird durch die hier folgende Zahlentafel gekennzeichnet:

Zahlentafel.

	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Zerreiß-fertigkeit	Dehnung
	%	%	%	%	%	%	%	kg	%
Schmiedeblöcke weich	0,096	0,60	nicht bestimmt	0,013	0,017	—	—	39,5	27
» härter	0,23	0,90	ebenso	0,026	0,03	—	—	49	24
» sehr hart	—	—	—	—	—	—	—	60–70	—
Schmiedeblock aus Nickelstahl[1] . . .	0,30	0,80	0,163	0,028	0,035	3,07	—	—	—
Gekröpfte Welle . .	0,30	0,6–0,75	0,05–0,12	0,03	0,03	—	—	50	26
Ebenso	0,4–0,44	0,6–0,7	0,2–0,3	—	—	—	—	60	18
Kriegsmaterial (Nickelchromstahl)	0,3–0,5	0,3	—	—	—	2,5	1–2	70	—
Dasselbe	0,35	—	—	—	—	1–2	0,7–1,0	75	18
Dasselbe	0,48	0,6	0,4	—	—	2,5	0,75	—	—
Dasselbe	0,42	0,5–0,6	0,1–0,15	0,3!	0,3!	1,3–1,5	0,3–0,35	—	—
Dasselbe[2]	0,45–0,55	0,55–0,65	0,15	—	—	?	?	?	—

Der Einfluß der Eisenbegleiter wird im Kapitel Gefügelehre gekennzeichnet werden, auch die absichtliche Erhöhung des P- und S-Gehalts.

Ersterer wird durch absichtlich eingeleitete Rückphospherung unter Auftragen von Sand auf die Schlacke bewirkt. Eine Erhöhung des S-Gehalts durch Schwefeleisen.

Der Schmelzbetrieb wird im basischen Ofen im Sinne des Schrottschmelzverfahrens durchgeführt. Schmiedeblöcke verlangen in Hinblick auf ihre Blasenfreiheit silizierten Stahl.

Bei sehr hohen Anforderungen kann man das im basischen Ofen sorgfältig fertiggemachte Flußeisen in den sauren Ofen übergießen und so behandeln, wie es S. 477 angegeben ist. Es ist dann veredeltes Material.

Dem Verfasser ist auch ein Werk bekannt, das Blöcke, die im basischen Ofen hergestellt sind, im sauren Ofen unter Geben von Ni-Zusatz usw. einschmilzt.

Man verwendet nur besten Schrott, verzichtet möglichst ganz auf das Erzsetzen und hält den Roheisenanteil hoch, um das Schmelzbad

[1]) Stahl und Eisen, 1901, S. 754.

[2]) Ausländischer Geschützrohrstahl, Stahl und Eisen, 1912, S. 1195. Ni und Cr nur bei kleinen Rohren, dann aber weniger C.



recht heiß zu haben, wenn die Entkohlung weit vorgeschritten ist. Sie weiter zu treiben, wie unbedingt erforderlich ist, kann eher Nachteil wie Vorteil bringen.

Handelt es sich um Nickelstahl, so gibt man den Nickelzusatz in Form von Nickelschrott (auch Drehspänen), Ferronickel und Reinnickel. Es wird auch von einem Verfahren berichtet, bei dem Nickelerz mit Kohle vermengt eingesetzt wurde, um Ni zu reduzieren[1]). Ein Vorwärmen der beiden Nickelträger ist im Gegensatz zu den Chromlegierungen nicht unbedingt nötig.

Man kann das Ni führende Material gleich mit dem Schrott geben. Es gehört aber dann große Übung dazu, um die Vorprobe richtig zu beurteilen, auch ist der Nickelabbrand größer. Bei viel Nickelschrott geht es aber nicht anders. Man muß aber dann den Ofen erst heiß werden lassen. Wenn es geht, bevorzugt man das Setzen nach vollendeter Entkohlung[2]).

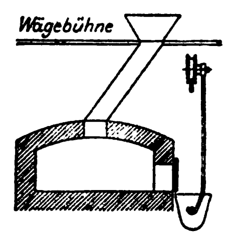


Abb. 307. Schematische Skizze einer amerikanischen Anordnung, um Zusätze vorzuwärmen. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Chrom wird in Gestalt von Chromeisen, meist mit 60 % Cr und 6—10 % C am Schluß der Schmelze gegeben. Sorgfältiges Vorwärmen in einem Flammofen ist unbedingt erforderlich. Man darf es erst am Schluß geben, da die Verluste durch Verschlackung sonst zu groß sind.

Die Schmelzverluste werden verschieden angegeben; jedenfalls im Zusammenhang mit abweichenden Betriebsgebräuchen.

Bei Nickel in einem Falle nur 0,7 %, auf einem andern Werke 1,5—2,0 %, auf einem dritten und vierten Werke übereinstimmend 7 %.

Vom gleich bei Beginn der Schmelze eingesetztem Chrom gehen ungefähr 90 % verloren[3]) von dem kurz vor Schluß zugesetzten etwa 30 %[4]).

Die Schlacke wird schon durch NiO allein stark verändert und noch mehr durch Chromsäure. Sie wird infolge der aufgenommenen Chromsäure so dickflüssig, daß man sie geradezu zum Ofen herausschieben muß.

Ferrosilizium setzt man in die Pfanne und auch in die Rinne ein.

---

1) Stahl und Eisen, 1896, S. 374 (Odelstjerna).

2) Vgl. Zdanowicz, Stahl und Eisen, 1901, S. 753. Reinnickel in Blechbüchsen (der Schlacke wegen) nach dem Setzen von Ferromangan gegeben und umgerührt. Dies geschah nur bei Blöcken bis zu 2 % Ni; sonst wurde Ni früher gegeben.

3) Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 790. Von 2,35 % Cr, im Roheisen eingesetzt, blieben nur 0,32 % übrig. Die Schlacke wurde infolgedessen sehr dick.

4) Z. B. auf einem Werke 2,3 % Cr eingesetzt, 1,6 % ausgebracht
» » anderen Werke 0,6 % » » 0,4 % »
Verloren gingen im Allg. von 1 kg eingesetzten 0,36—0,50 kg Cr.
Auf einem dritten Werke wurden nur 10 % Verlust genannt.

Bei diesem wertvollen Stahl muß man jede Rückphospherung ausschalten. Man muß also die Schlacke vom flüssigen Stahl fernhalten; umsomehr als eine sehr lange Gießzeit besteht.

Da man aber einen Wärmeschutz nicht entbehren kann, so gibt man eine Lage von Kalk oder weißem Dolomit und Kalk[1]) auf den Stahl und läßt dann erst die Schlacke in die Pfanne einfließen.

a) Der Verfasser beobachtete auf einem österreichischen Werke das Setzen von Würfelnickel (50 mm Seitenlänge) mit der Schaufel. Es geschah, nachdem auf 0,08% C heruntergefrischt war, und die im Wasser abgelöschte Probe gutes Aussehen zeigte. Dem Würfelnickel folgte gleich Chromeisen in großen Stücken. Beides, Nickel und Chromeisen, sehr gut vorgewärmt.

Beim Cr ergab sich ein großer Verlust. Statt des rechnungsmäßigen Gehalts von 2,3% nur 1,6% Cr. Der Ni-Verlust war unbedeutend. Der C-Gehalt hob sich von 0,08% auf 0,30%. Ferromangan wurde nur bei sehr manganarmem Einsatz gesetzt, sonst genügte das mit dem Chromeisen eingeführte Mn, um vor Rotbruch zu schützen. Vom Beginn des Setzens bis zum Abstich verstrichen 15—20 Minuten.

b) Auf einem deutschen Werke setzte man erst Kalkstein, darauf Hämatit mit max. 0,05% P, dann guten Schrott und Kalk. Das Einschmelzen dauerte $4^1/_2$ Stunden. Dann ließ man aber den Ofen erst heiß werden, um das Ni einsetzen zu können.

Der Einsatz bestand aus 5800 kg Stahleisen, 3580 kg Schrott, 3400 kg Nickelschrott mit (2,92% Ni), 2850 kg Nickelschrott (2,14% Ni), 1500 Nickelspänen (2,87% Ni), 600 kg desgl. (4,55% Ni), 870 kg Ferronickel. Zum Fertigmachen dienten 300 kg Stahleisen (4—5% Mn), 50 kg Ferromangan (60% Mn), 50 kg Ferrosilizium (50% Si), 50 kg Siliziumcarbid.)

Das Ausbringen betrug 18,4 t Blöcke, bei 3,1% Abbrand. Ni-Verlust = 7%.

Das Gießen erfordert besonders große Erfahrung und Sorgfalt, besonders bei schweren Schmiedeblöcken, die bis zum Gewicht von 120 t verlangt werden[2]). Man muß vielfach mit 2 Pfannen gießen, da so große Gewichte von einem Martinofen und Kran nicht beherrscht werden. Blöcke von 40—60 t Gewicht sind in unseren großen Werken etwas Alltägliches.

Die Gefahr des Mißlingens ist durch Riße und Lunkern gegeben. Der Guß muß besonders die erstere Gefahr berücksichtigen.

Zu starke Lunkerung wird durch Maßnahmen nach dem Gusse bekämpft. Versagen diese, muß die Blocklänge in Hinblick auf den Abfall umso größer gehalten werden.

Steigender Guß ist schon in Hinblick auf Schlackeneinschlüsse, im Zusammenhang mit der langdauernden Einwirkung auf die Gespannsteine ausgeschlossen. Gießt man zu heiß, so kann es vorkommen, daß der Block bei den ersten Hammerschlägen oder Preßdrücken reißt. Gießt man zu kalt, so läuft man die Gefahr, daß eine erstarrte Kruste entsteht, die dann überflutet wird. Dies darf nicht geschehen.

---

[1]) Angeblich mit sehr gutem Erfolg.

[2]) Z. B. Bethlehem Steelworks 124 t für Panzerplatten, 110 t für Geschütze. Stahl und Eisen, 1897, S. 792.

Man muß also die Gießzeit richtig bemessen, bei heißerem Stahl mit kleiner Öffnung, bei kaltem Stahl mit großer Öffnung gießen. Man benutzt für diesen Zweck mit Schamotte ausgekleidete Blechtrichter, die mit verschiedener Auslauföffnung, hocherhitzt bereit gehalten werden (Abb. 309).

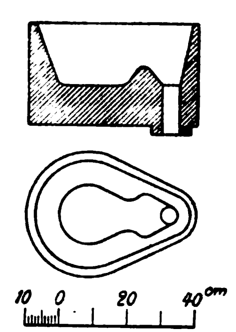


Abb. 309. Überlauftrichter, beim Guß schwerer Schmiedeblöcke verwandt (vgl. Stahl u. Eisen, 1912, S. 1189). Durch solche und ähnliche Vorrichtungen wird ein ruhiger, von Spritzern freier Guß ermöglicht.

Andere Werke schalten eine Rinne ein, die auch bei mehreren Kranpfannen den flüssigen Stahl sammelt. Die Länge der Rinne regelt die Temperatur (Abb. 311). Solche Rinnen muß man sehr sorgfältig mit Graphitschwärze überziehen und vorwärmen. Der Stahl darf nie abreißen. Auch hierbei leistet die Rinne unter Verwendung mehrerer Gießpfannen gute Dienste. Dasselbe tut auch eine kleinere Gießpfanne, die zwischen die große und die Gußform eingeschaltet wird.

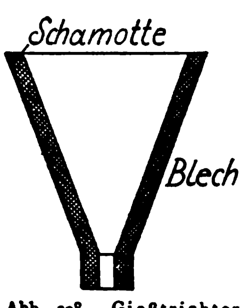
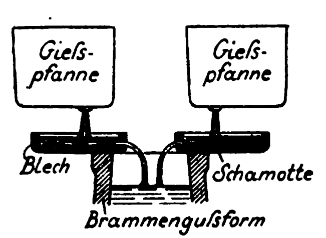


Abb. 308. Gießtrichter zur Regelung der Gießgeschwindigkeit.

Man gießt so kalt, wie es möglich ist. Der Verfasser beobachtete einmal, daß man bis zum Ansetzen einer Erstarrungskruste wartete. Gießt man zu kalt, so muß man mit starken Gasblasenhohlräumen rechnen. Da sich die Ausflußöffnung leicht durch Schlacke verstopft,



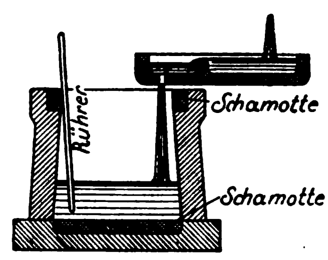


Abb. 310 und 311. Das Gießen schwerer Brammen (Panzerplattenbrammen). Die Entfernung des einfallenden Strahls von dem Ausflußpunkt regelt die Gießtemperatur.

die bei der langen Gießzeit durch Abschmelzen der Pfannensteine entsteht, so muß zuweilen durchgestoßen werden. Der Guß dauert oft sehr lange, z. B. bei einem 50 t Block $^3/_4$ Stunde.

Vielfach wird mit Eisenstangen während des Gusses gerührt, damit sich nicht erstarrte Krusten an die Blockform anhängen. (Abb. 311.)

Die Blockform steht beim Guß auf einem Unterteil aus Masse. In dieser ist die Form für einen Ring ausgespart, der dem Kran bequemen Angriff erlaubt, damit der Block später von oben in den Wärmofen eingesetzt werden kann.

Abgesehen von diesen Maßnahmen zur Vermeidung von Rissen ist auch die Gestalt der Blockform von Bedeutung. Blöcke von kreisrundem Querschnitt haben gegen alles Erwarten die größte Neigung zum Reißen[1]). Am besten haben sich die Polygonquerschnitte mit nach Innen eingebogenen Seiten bewährt[2]) (Abb. 312 und 313).

Diese Polygonform ist auch für die Schmiedearbeit am günstigsten.

Hinsichtlich des Bekämpfens zu großer Lunker wird auf S. 242 verwiesen, wo die Entstehung des Lunkers gedeutet ist. (Nickelstahlblöcke lunkern stärker). Man muß vor allem dafür sorgen, daß heißer Stahl in genügender Menge rechtzeitig zur Verfügung steht, um den Hohlraum, dessen Entstehung nicht gehindert werden kann, auszufüllen.

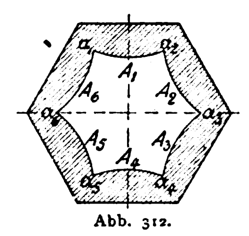
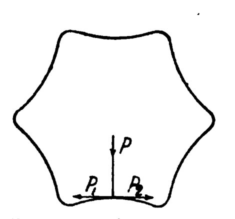


Abb. 312.

Form für einen Schmiedeblock, (vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 376). Reusch gibt folgende Erklärung für die Anordnung der Bogen an Stelle gerader Polygonseiten. Die Blockform wird in den Punkten A_1, A_2 usw. eine kleinere Wärmeaufnahme erfahren wie in den Punkten a_1, a_2 usw. Folglich wird der Block nach einiger Zeit die Blockform nur an den Eckpunkten berühren, in den Punkten A_1, A_2 aber ein Zwischenraum bestehen. Hier können dann infolge des ferrostatischen Druckes Brüche und Risse auftreten.



Expansionsdruck P ist in 2 Tangentialdrucke P_1 und P_2 zerlegt.

Abb. 313. Polygonaler Blockquerschnitt für Schmiedeblöcke, vgl. Stahl u. Eisen, 1900, S. 762. Hier ist das Reißen durch den Expansionsdruck erklärt.

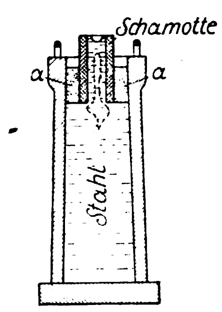


Abb. 314. Schamotteaufsatz, um bei kleinen Schmiedeblöcken nachzugießen. Der Raum *a* wird mit Masse zugestampft und dann in der Mitte nachgegossen. Man spart dadurch an Nachgießstahl.

Dies kann in verschiedener Weise geschehen:

1. Durch Nachgießen, wie es bei Stahlformguß fast immer angewendet wird (oft zweimal).

Die Abb. 314 zeigt ein Hilfsmittel, um dabei an flüssigem Stahl zu sparen. Bei großen Schmiedeblöcken muß man allerdings darauf verzichten.

2. Durch Anwendung eines Gußaufsatzes, der die Blockform nach oben verlängert und das obere Blockende warm hält. Die Haube ist

---

[1]) Allerdings gießt man Blöcke für Schnelldrehstahl mit kreisrundem Querschnitt. Dies ist aber eine Ausnahme. Es handelt sich auch nur um kleine Blöcke.

[2]) Die Erklärung, die Carulla nach Stahl und Eisen, 1900, S. 762 im Sinne der Abb. 313 gibt, ist nicht sehr einleuchtend.

Der Verfasser gibt eine andere Deutung: Durch die Schwindung der erstarrten Kruste wird ein Druck auf das flüssige Innere ausgeübt, der zum Zerreißen der Haut führen kann, wenn der Blockkopf bereits erstarrt ist. Sorgt man dafür, daß Teile dieser Haut und zwar die Kanten des Prismas schneller abgekühlt werden und erstarren, so bilden sie gewissermaßen Versteifungsleisten, die dem Reißen einen Widerstand entgegensetzen.

mit Schamotte ausgekleidet und gut vorgewärmt[1]). (Abb. 315.) Man kann auch die Blockform oben aussparen und hier ausmauern (Abb. 316 und 317).

Da Schamotte ein schlechter Wärmeleiter ist, so ist die Wirkung die, daß der Stahl im Kopf des Blockes am längsten flüssig bleibt und in den Hohlraum nachfließen kann.

3. Durch Anwendung von Lunkerthermit kann infolge des Wärmeüberschusses der Reaktion

$$\underbrace{Fe_2O_3 + 2\,Al}_{\text{Thermit}} = Al_2O_3 + 2\,Fe$$

dieselbe Wirkung erreicht werden. Man hat dies Mittel für weiche Brammen und Blöcke angewandt[2]), muß aber bei Schmiedeblöcken darauf verzichten, weil die Einlagerungen von Al_2O_3 Gefügestörungen hervorrufen würden. Überhaupt darf man dies Mittel bei allem silizierten Flußeisen nicht anwenden[3]).

Dasselbe gilt für Titanthermit[4]), von dem übrigens in letzter Zeit nichts mehr verlautet ist.

4. Durch Heizen des Blockkopfes.

a) Riemer[5]) war in dieser Richtung bahnbrechend. Die Blockform erhält einen ausgemauerten Aufsatz. In ihrem Inneren verbrennt vorgewärmtes Gas und vorgewärmte Luft. Abb. 316.

Später hat man statt der Röhrenvorwärmer regelrechte Winderhitzung in einem Cowperapparat eingeführt. Das Gas tritt dabei kalt ein.

Die Kosten des Verfahrens werden durch den bis auf 10% der Blocklänge verringerten Abfall ausgeglichen.

b) Beykirch[6]) hat das Verfahren vereinfacht. Er heizt den oberen Teil des Blockes durch ein Gemisch von Verbrennungsgasen und Luft. Die ersteren erzeugte er durch Verbrennung von Koks mit Gebläsewind; unmittelbar über der Blockform. (Abb. 317.)

c) Neuerdings hat man auch den elektrischen Ofen und zwar den Lichtbogenofen herangezogen. Der Verfasser traf dies Verfahren auf einem westfälischen Werke an, wo nach beendigtem Guß der Kopf mit etwas Kupolofenschlackensand bestreut wurde. Dann wurde eine Haube aufgesetzt, die 3 Öffnungen hatte, um 3 Elektroden (System

---

1) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 413. Gußaufsätze für kleine Blöcke aus feuerfestem Material. Es ist daselbst eine Einschnürung vorgesehen, um den Kopf abschlagen zu können. Ob diese ratsam ist, muß dahingestellt werden.

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1117, auch Versuche von Canaris, mit Thermit, das in Blechbüchsen durch Hineinstoßen eingeführt wurde. Stahl und Eisen, 1912, S. 303; auch die Äußerungen über Erfahrungen auf andern Werken, die z. T. nicht gute sind, ebenda.

3) Stahl und Eisen, 1913, S. 1890, Canaris über ein von Talbot angewandtes Verfahren. Vgl. S. 470.

4) Stahl und Eisen, 1903, S. 925 (Mathesius).

5) Stahl und Eisen, 1903, S. 1196 und 1904, S. 393.

6) Stahl und Eisen, 1905, S. 866.

Nathusius) hindurchgehen zu lassen. Der Abstand von dem Block wurde so eingestellt, daß die Temperatur nicht zu hoch wurde. Der Erfolg äußerte sich gegenüber dem Riemerschen Verfahren in einer Verkürzung des Abfallstückes von 19% auf 16%.

Alle ebengenannten 3 Heizverfahren sind in praktischer Anwendung[1]).

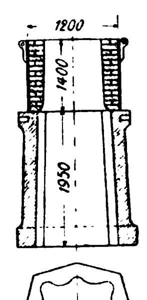


Abb. 315. Schmiedeblockform für ein Geschützrohr nach Cubillo, Stahl und Eisen, 1912, S. 1195. Daselbst ist auch der Verlauf der Martinofenschmelze gekennzeichnet, auch die an den Guß anschließende Behandlung.

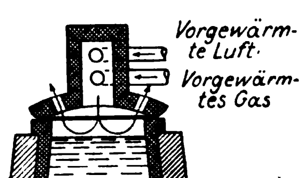


Abb. 316. Riemers Verfahren, um die Blockoberfläche nach dem Guß zu heizen.[2])

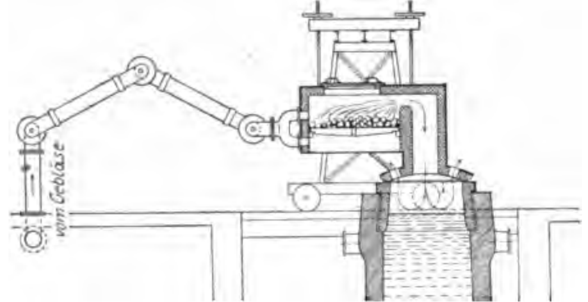


Abb. 317. Verfahren von Beykirch, um die Blockoberfläche nach dem Guß zu heizen.

Werke, die solche Heizverfahren nicht anwenden, begnügen sich mit dem Geben einer wärmeschützenden Schicht und nehmen größeren Abfall in den Kauf, der mindestens 25% betragen dürfte (meist wohl 30%). Ein Nachpumpen mit vorgewärmten Eisenstangen, wie es im Eisengießereibetriebe üblich ist, ist hier ausgeschlossen.

5. Auch die Form der Blockform bringt in dieser Richtung Vorteile.

Stellt man das verjüngte Ende nach unten, so ergibt sich ein Lunkerhohlraum, der mehr in die Breite geht und nicht so tief hinabreicht (Abb. 319). Man spart also an Abfall. Dies Verfahren kann aber zu Querrissen führen[3]).

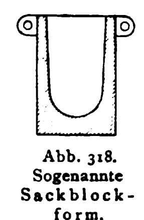


Abb. 318. Sogenannte Sackblockform.

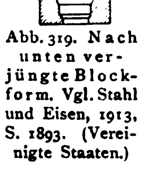


Abb. 319. Nach unten verjüngte Blockform. Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1893. (Vereinigte Staaten.)

Man gibt z. B. Radreifen- und Achsenblöcken die Form der Abb. 318 und bezeichnet solche Blockformen als »Sackblockformen«[4]). Auch

[1]) Zu erwähnen ist noch ein Verfahren von Hadfield, bei dem Holzkohlen durch Preßluft verbrannt werden, nachdem vorher eine Schlackenschicht aufgetragen ist, auch um die Kohlung zu hindern. (Stahl und Eisen, 1912, S. 796).

[2]) Die aus Formmasse hergestellte Auskleidung des Blockformkopfes wird wohl oft fehlen.

[3]) Stahl und Eisen, 1907, S. 99. Ebenda, 1910, S. 74.

[4]) Auch in Amerika bestehen solche Blockformen; vgl. Gathmanns Anordnung, Stahl und Eisen, 1913, S. 1892.

eine birnenförmige Gestalt fand der Verfasser auf einem oberschlesischen Werke (den Birnenstiel nach unten).

6. Abgesehen von diesen Verfahren kann man auch durch **Pressen nach dem Guß**, bevor vollständige Erstarrung eingetreten ist, den Lunkerraum verkleinern oder ganz zum Verschwinden bringen. Man spricht dann von **Verdichtungsverfahren**, die z. T. sehr alt sind.

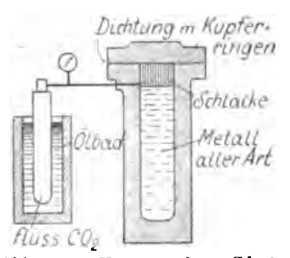


Abb. 320. **Kruppsches Gießverfahren.** Es sollte der gegossene Stahl unter starkem Gasdruck erstarren. (Stahl u. Eisen, 1882, S. 161.)

Vielfach war man sich dabei über den Lunkervorgang nicht klar und hatte wohl auch Hohlräume im Auge, die auf entweichende Gase zurückzuführen sind.

a) Ein **Kruppsches**, vielgenanntes Patent aus dem Jahre 1881[1]), wollte die Aufgabe durch Anwendung von Gasdruck lösen (Abb. 320). Zweifellos hatte der Erfinder die Absicht, durch den äußeren Druck zu verhindern, daß Gase im flüssigen Stahl sich frei machen und Hohlräume erzeugen. Es hat keine praktische Anwendung gefunden.

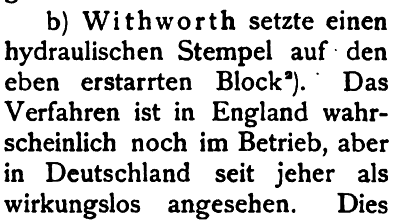


Abb. 321. **Preßverfahren von Illingworth und Robinson.** Die Blockform wird gefüllt. Nach dem Erstarren werden die Leisten *A* herausgezogen und nunmehr seitlicher Druck gegeben. (Stahl und Eisen, 1906, S. 423.)

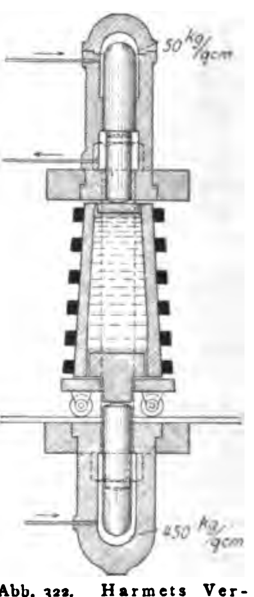


Abb. 322. **Harmets Verfahren zum Verdichten von Schmiedeblöcken** durch Pressen des eben erstarrten Stahls, nach dem Guß. Die Abb. stellt die Presse schematisch dar. Oberholm und Unterholm sind durch (punktiert gezeichnete) Säulen verbunden. Im übrigen sei auf den Text verwiesen.

b) **Withworth** setzte einen hydraulischen Stempel auf den eben erstarrten Block[2]). Das Verfahren ist in England wahrscheinlich noch im Betrieb, aber in Deutschland seit jeher als wirkungslos angesehen. Dies wird auch bei der Betrachtung des **Harmetverfahrens** (siehe hierunter) klar[3]).

c) **Illingworth und Robinson**[4]) wollen durch seitlich ausgeübten Druck verdichten (Abb. 321). Es sei auch hier auf das Harmetverfahren verwiesen.

---

[1]) Stahl uud Eisen, 1882, S. 161.

[2]) Stahl und Eisen, 1882, S. 385, vgl. auch Daelens Kritik. Ebenda, 1896, S. 648 (Porter). Schon **Bessemer** hatte diese Idee (1856). In einem russischen Werke preßte man in 3/4—4 Stunden mit 600—1800 kg auf 1 qcm und erzielte eine Längenverminderung von 10—12%. Stahl und Eisen, 1889, S. 766.

[3]) Vgl. auch **Zdanowicz**, Stahl und Eisen, 1901, S. 861.

[4]) Stahl und Eisen, 1906, S. 423.

d) Das Verfahren von Harmet. Es ist in dem Werke St. Etienne entstanden und wird auch als ein Preßziehverfahren bezeichnet. Es ist das einzige von den genannten Verdichtungsverfahren, das praktische Bedeutung erlangt hat (Abb. 322—325).

Es ist allerdings nicht für sehr schwere Schmiedeblöcke anwendbar, weil die Presse zu großes Anlagekapital erfordern würde[1]). In den Werken »Deutscher Kaiser« und »Oberbilk« werden Blöcke von etwa 3,0—3,5 t verdichtet. Im ersteren Werke ist der ersten Anlage nach einigen Jahren eine zweite gefolgt, was für das Verfahren spricht. Es werden dort Blöcke für Rohrknüppel, Platinen für hochsilizierte Bleche und schwieriges Marinematerial hergestellt.

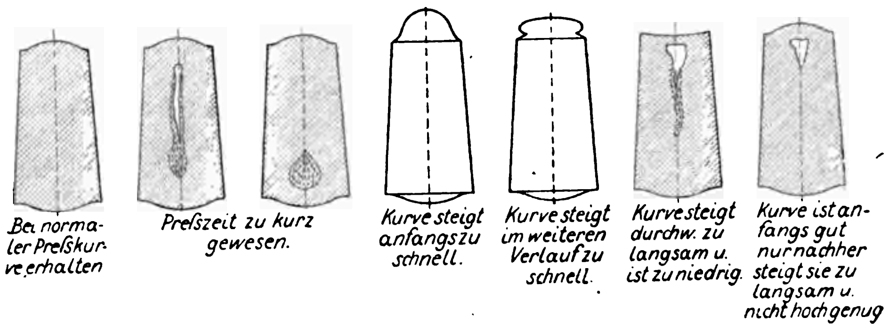


Abb. 323. Ansicht und Längsschnitt von Blöcken, die teils richtig, teils falsch beim Pressen unter der Harmetpresse behandelt sind, nach Osann.

Es sei hier auf die Literatur[2]), u. a. auf die eingehende Darstellung des Verfassers hingewiesen und das Verfahren hier sehr kurz gekennzeichnet:

Der Guß erfolgt unter Anwendung einer fahrbaren, stark verjüngten und stark armierten Blockform. 17—20 Minuten (ersteres bei hartem, letzteres bei weichem Material) nach dem Guß ist die Erstarrung soweit vorgeschritten, daß Preßdruck gegeben werden kann. Beide Holme der Presse (1250 t) tragen je einen Preßzylinder, deren Preßstempel auf die Stirnflächen des Blocks drücken. Da aber der Druck von unten viel größer gehalten wird (450 Atm. gegen 50 Atm. oben), so wird der Block in die verjüngte Blockform hineingepreßt. Dabei wird das flüssige Innere gezwungen den sich öffnenden Lunkerhohlraum in statu nascendi auszufüllen. Allerdings ist es nicht gleichgültig, in welcher Weise

[1]) Z. B. bei 60 t Blöcken eine Presse von 10000 t
20 t » » » » 4000 t
2—4 t » » » » 1000—2000 t

[2]) Zdanowicz, Stahl und Eisen, 1901, S. 857. Daelen, ebenda, 1902, S. 1238 Abbildung der Presse, ebenda, 1908, S. 1057. Wieke, Stahl und Eisen, 1906, S. 629. Osann, Das Harmetverfahren im Martinbetriebe der Gewerkschaft Deutscher Kaiser. Ebenda, 1908, S. 1602. Hier ist auch die wirtschaftliche Seite gewürdigt.

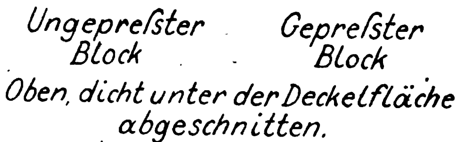
man den Vorschub des Blockes regelt; dasselbe gilt von der Preßzeit (im allgemeinen 30 Minuten). Für alle Blockgewichte und Qualitäten sind durch Versuche ermittelte Normalpreßkurven aufgezeichnet. Diesen muß der Schreibstift des selbstschreibenden Manometers folgen[1]).

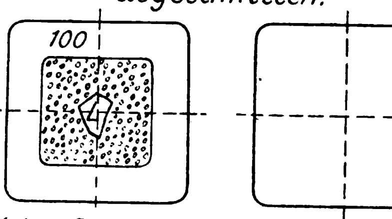
Die Aufgabe des oberen Kolbens ist es Gegendruck zu halten. Würde dieser fehlen, so würde das flüssige Innere nach oben herausgepreßt werden.

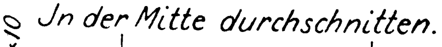
Der Erfolg ist die **vollständige Beseitigung des Lunkerhohlraums** (Abb. 324 u. 325).

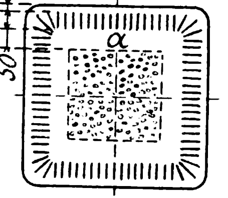
Gasblasen kann das Verfahren naturgemäß nicht beseitigen, aber doch so zusammendrücken, daß sie nicht mehr schädlich wirken. Wie weit dies zutrifft, soll im Kapitel Gefügelehre gekennzeichnet werden (vgl. Abb. 324).

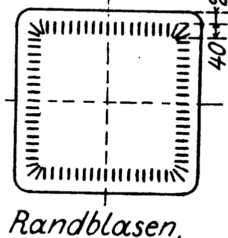
e) Ein Verdichtungsverfahren, das wohl wenig Anklang finden wird, ist von **Talbot** erfunden. Er walzt schwere Schienenblöcke (4,5 t), die viel Al (60 gr) erhalten haben, vor, bringt sie dann in den Tiefofen zurück, um

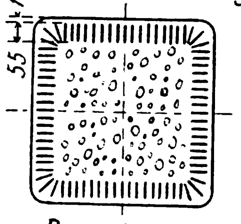












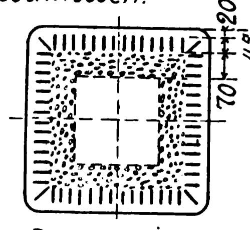


Abb. 324. Schematische Darstellung von Querschnitten, die bei ungepreßten und im Sinne des Harmetverfahrens gepreßten Blöcken gewonnen sind. Nach Osann.

[1]) Wie Fehler und Abweichungen wirken, ist in dem genannten Aufsatz durch Skizzen erläutert (vgl. auch Abb. 323).

sie dann fertig zu walzen. Dabei soll das wieder im Inneren verflüssigte Metall den Lunkerhohlraum ausfüllen[1]).

f) Die Verfahren von Billings und Boulton seien hier nur genannt, um auf die Literatur hinzuweisen[2]). Praktische Bedeutung haben sie nicht erlangt.

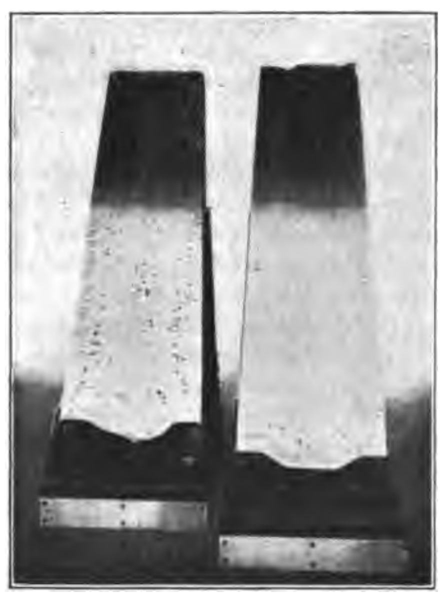


Abb. 325. Längsschnitte von Schmiedeblöcken. Links ungepreßt, rechts nach dem Harmetverfahren gepreßt. In beiden Fällen unsilizierter Stahl.

Die Behandlung unmittelbar nach dem Schmieden ist außerordentlich wichtig. Sie wird besser im Kapitel »Glühverfahren« gekennzeichnet.

Gegossene Radkörper für Eisenbahnwagen sind durch die Abb. 326 gekennzeichnet. Sie werden ausgeschmiedet und gehören deshalb zu den Schmiedeblöcken.

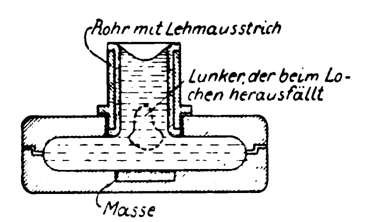


Abb. 326. Eiserne Gußform für einen Stahlgußkörper, der zu einem Scheibenrade durch Schmieden und Walzen umgeformt wird. In der Mitte des Bodens ist eine Masseneinlage gegeben, damit nicht die Gußform durch den Strahl zu stark angegriffen wird.

2. Panzerplatten.

Moderne Panzerplatten werden aus Nickel-Chromstahl gefertigt. Wie alle Stahlkörper, die nachträglich gehärtet werden, muß der Mn-Gehalt niedrig sein, z. B. 0,30 °/₀ bei 0,3 °/₀ C. Man kann nur edelsten Einsatz brauchen.

Wegen dieses geringen Mn-Gehalts muß man mit großer Vorsicht arbeiten, um Rotbruch von vornherein auszuschließen.

Panzerplatten wurden in der ersten Zeit (Stahl und Eisen, 1882, S. 60) als reine Schweißeisenplatten, später als »Compoundpanzerplatten« hergestellt. Es geschah dies nach einem Patent Wilson in Dillingen. Es wurde eine Gußform gebildet und in diese eine 310 mm

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 1890 (vgl. die dabei von Canaris gegebene Kritik, derzufolge die Qualität der Schienen sehr mangelhaft gewesen sei).

[2]) Stahl und Eisen, 1889, S. 767.

starke Schweißeisenplatte eingestellt. Ihr gegenüber stand eine geschmiedete Stahlplatte aus Martinstahl 50 mm stark. Zwischen beiden Platten befand sich ein Hohlraum von 125 mm Breite, der mit flüssigem Martinstahl gefüllt wurde. Ehe dies geschah, wurde die ganze Form in einem Wärmofen rotglühend gemacht. Die noch rotglühende Platte wurde dann sogleich ausgewalzt.

Die Firma Krupp arbeitete anfangs nach diesem Verfahren, bildete aber später das heute auch meist im Auslande angewandte Kruppsche Verfahren aus, bei dem die ausgewalzten Siemens-Martinstahlplatten mit Hilfe von Leuchtgas einseitig zementiert werden.

In den Vereinigten Staaten wird ein anderes Verfahren ausgeübt (Stahl und Eisen, 1913, S. 830). Bei den Zementier- und Härteverfahren wird auch von Panzerplatten und diesen Verfahren die Rede sein.

Man benutzt basische Öfen, hütet sich aber ängstlich vor jeder Sauerstoffaufnahme und frischt sehr langsam. Dabei verwendet man die alten Öfen mit parallelen Zügen (vgl. S. 358), denen man auch nur geringes Stechen gibt. Auch arbeitet man, unbekümmert um den erhöhten Kohlenverbrauch, mit starkem Gasdruck bei reduzierender Atmosphäre und in die Länge gezogener Schmelzzeit (oft 12 Stunden und mehr). Setzt man etwas Erz, wenn die Probe noch zu große Härte zeigt, so muß man bis zum Fertigmachen noch mindestens $^1/_2$ Stunde ruhig auskochen lassen.

Über den Nickel- und Chromeinsatz und das Gießen gilt das bei den Schmiedeblöcken Gesagte. Es handelt sich um sehr schwere Brammen z. B. 80 t. Die Wärmebehandlung und das Härten stellen sehr große Anforderungen, deren Erfüllung den Erfolg bedingt. Soweit der Verfasser unterrichtet ist, werden Verfahren zur Verminderung des Lunkerhohlraums nicht angewendet.

3. Hochsiliziertes Flußeisen.

Transformatorbleche sollen möglichst wenig C und Mn haben, z. B. 0,05 % C; 0,2 % Mn; 4 % Si[1]).

Man muß das aus P-armem Einsatz im basischen Martinofen hergestellte Flußeisen im Martinofen ganz kalt werden lassen. Wenn das Ferrosilizium in der Pfanne gelöst wird (75—90 % Si), wird es schnell wieder heiß. Die geringste Schlackenmenge führt aber zu einer Reduktion des Mn, die vermieden werden muß.

Sehr günstig gestaltet sich die Erzeugung unter Einschaltung eines elektrischen Ofens (siehe daselbst).

4. Werkzeugstahl.

Es wird mehr Werkzeugstahl im Martinofen und Konverter wie im Tiegel erzeugt. Als Konverterstahl kommt nur ein Qualitätsflußstahl

[1]) Es ist nicht leicht, dabei ausreichende Desoxydation zu geben.

in Frage, wie er z. B. in **Bochum** (Gußstahlwerke) im sauren Konverter erblasen wird (vgl. S. 176). Es ist garnicht gesagt, daß ein im Martinofen erzeugter Werkzeugstahl (auch Schnelldrehstahl) billiger als Tiegelstahl ist. Es kommt dabei auf die Umstände an[1]).

Dabei ist nicht an ein Umfüllen aus dem Martinofen in Tiegel gedacht (vgl. Tiegelgußstahl) — dies geschieht, um den Stahl abstehen zu lassen — sondern an ein endgültiges Schmelzen.

Der Verfasser beschreibt hier einige Betriebe[2]):

a. Österreichischer Betrieb.

3 basische Martinöfen mit 15 t und 8 t Fassungsvermögen, wurden mit sehr reinem Einsatz beschickt

40% Steirisches Holzkohlenroheisen
60 » reiner Schrott

Es wird Roheisen und Kalk (wenn der Ofen zu heiß geht, auch Kalkstein) gegeben, dann Schrott.

Sobald sich brauner Manganrauch an der Essenmündung zeigt, wird die Temperatur gedrückt. P ist leicht zu entfernen. Man kommt ohne Schwierigkeit auf 0,011—0,009 herunter.

Schwieriger ist es beim Schwefel. Man erreicht es aber, wenn man fertig macht, dann innnerhalb von 5—10 Minuten von 3 Mann sorgfältig die ganze Schlacke abziehen läßt und nunmehr ganz reinen Kalk setzt, der das ganze Bad überdeckt und schützt. Dann muß man aber bald abstechen, damit sich nicht wieder schwarze Schlacke bildet und S aus den Feuergasen wieder hineingelangt.

Harten Stahl kann man auf diese Weise vielfach ohne Ferromanganzusatz (höchstens etwas in die Pfanne) machen z. B. 0,6% C; 0,3—0,4% Mn; 0,02% P; 0,02% S. Man machte auf diese Weise nur reine Kohlenstoffstähle. Legierungsstähle mit Wo, Cr, Mo, Va wurden nur im Tiegel hergestellt.

Der elektrische Ofen entlastete den Martinofen nur bei kohlenstoffarmen Qualitäten, sog. Konstruktionsstählen (z. B. 0,13% C; 0,098% Si; 0,26% Mn; 0,019% S; 0,011% P), die im Tiegel wegen der Kohlung durch die Tiegelwand nicht hergestellt werden können.

Der Martinofen arbeitete mit einer sehr schwefelreichen Braunkohle (3% S).

Der Guß erfolgte steigend. Der Kopf der Blockform war aus Stampfmasse gebildet. Es wurde sorgfältig nachgegossen. Al und Si als Zusatz war dabei ausgeschlossen.

b. Ein westdeutsches Werk wandte auch den basischen Ofen an (2 Öfen von je 8 t Fassungsvermögen). Ist die Schmelze zu weich geworden, so wird sie durch Elektrodenkohle wieder aufgekohlt, die in haselnußgroßen Stücken aufgegeben wurde, nachdem die Schlacke sorgfältig abgezogen war. Es wurden auch legierte Stähle (Wo und Cr) im Martinofen hergestellt. Die Legierungen wurden in einem Flammofen sorgfältig vorgewärmt.

c. Ein ostdeutsches Werk hatte 2 basische Martinöfen von 7,5 t Einsatz im Betrieb, bei einer Schmelzdauer von 4—5 Stunden. Man frischte auf den gewünschten C-Gehalt herunter, so daß man womöglich nicht mehr aufzukohlen brauchte. Der P-Gehalt bereitet keine Schwierigkeiten. Wolfram und andere Legierungen wurden im Ofen gesetzt. Legierte Stähle mit hohem Si-Gehalt würden allerdings Schwierigkeiten machen, aber diese stellt man im Elektroofen her.

---

[1]) Thallner, Stahl und Eisen, 1899, S. 868.

[2]) Auf Grund von Reisenotizen.



5. Manganarmer, dem Tiegelgußstahl sehr nahestehender Flußstahl.

Es handelt sich um einen Mn-Gehalt von 0,3—0,4%. Man kann ihn im sauren Ofen herstellen. Im basischen Ofen ist es bisher nicht gelungen, was zweifellos mit der zur Bekämpfung der FeO-Aufnahme unerläßlichen Si-Reduktion aus der sauren Schlacke zusammenhängt, die nur im sauren Ofen möglich ist. Geschützrohrschmiedeblöcke[1]), geben ein Beispiel; sie werden außerhalb Deutschlands aus dem Martinofen hergestellt. Es fehlt an ausführlicher Literatur darüber. Es ist aber anzunehmen, daß sie aus dem sauren Martinofen, bei edelstem Einsatz gegossen oder durch Umgießen aus dem basischen in den sauren Martinofen (vgl. Veredeln) erzeugt sind.

6. Manganstahl.

S. 258 war die Erzeugung im Kleinkonverter genannt. Diese Darstellung kann ohne weiteres hier übernommen werden. Es werden Formgußstücke, und auch schmied- und walzbare Blöcke hergestellt. Überall handelt es sich um Material, das gegen Verschleiß gesichert werden soll, z. B. Baggerketten usw. Die Schwindung ist außerordentlich groß (2,6%).

7. Stahlformguß aus dem Martinofen.

Buchliteratur.

a) Ledebur, Eisen- und Stahlgießerei bei Felix in Leipzig.
b) Osann, Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei bei W. Engelmann in Leipzig.
c) Geiger, Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei bei Springer in Berlin, Bd. II S. 558. Verfasser dieses Abschnittes ist Kazmeyer.
d) Verein deutscher Eisenhüttenleute. Gemeinfaßliche Darstellung des Eisenhüttenwesens, bei Stahleisen Düsseldorf, mit Verzeichnis von Stahlformgußwerken.

Weitere Literaturstellen sind in diesen Werken genannt.

Es soll hier nur auf das Schmelzverfahren eingegangen werden. Im übrigen gibt das Gießereilehrbuch des Verfassers Auskunft.

Stahlformguß haben wir schon beim Windfrischverfahren S. 253 kennen gelernt (Kleinkonverter) und werden auch davon beim Tiegelgußstahl und Elektrostahl hören.

Eine Beurteilung des Wettbewerbes dieser Verfahren findet der Leser in dem ebengenannten Lehrbuch. Hier sei nur erwähnt, daß dem Martinofen die führende Rolle und der weitaus größte Erzeugungsanteil zukommt.

In der ersten Zeit konnte man nur harte Qualitäten herstellen, infolgedessen verhielten sich Schiffs- und Maschinenbau auf den meisten

[1]) Vgl. den Text der Abb. 315.

Gebieten ablehnend. Das wurde anders, als es mit Hilfe des basischen Ofens gelang, Stahlguß weicher Beschaffenheit (40 kg Festigkeit und 20 °/₀ Dehnung) zu erzeugen, was etwa um 1887 geschah. Nunmehr wirkte dieser Fortschritt auf den sauren Martinofen zurück, so daß seit dieser Zeit beide Verfahren im Wettbewerb miteinander stehen, dem einige Worte gewidmet werden müssen:

Man kann in beiden Ofengattungen gute Qualitäten erzeugen; nur der außerordentlich weiche Dynamostahlguß (0,1—0,15 °/₀ C, 0,2—0,4 °/₀ Si, nur 0,2—0,3 °/₀ Mn) bereitet dem sauren Ofen Schwierigkeiten. Früher traf dies bei dem basischen Ofen für sehr harte Qualitäten zu, aber dies hat sich geändert. Man bevorzugt im allgemeinen basische Öfen, schon um unabhängig beim Schrottankauf zu sein und den Vorteil zu haben, in der Nachtschicht Blöcke gießen zu können. Nur bei sehr geringem Fassungsvermögen und auch bei Gußwaren, die ein häufiges Abstechen und eine lange Gießzeit erfordern, z. B. Grubenwagenrädern ist der saure Ofen vorzuziehen[1]. Im allgemeinen wird der basische Ofen wirtschaftlich überlegen sein. Der geringere Schrottpreis gleicht die höheren Anlage- und Unterhaltungskosten, die durch Magnesit und Dolomit bedingt werden, reichlich aus, wenn auch der Unterschied nicht sehr groß sein wird.

Man hat im basischen Ofen den Vorteil, daß man ohne besondere Vorsicht bei der Auswahl des Einsatzes den P- und S-Gehalt tief genug einstellen kann, um die Gefahr des Reißens nach dem Gusse herabzumindern und die genügende Dehnungsziffer herauszubekommen.

Es darf aber nicht verschwiegen werden, daß für sehr hohe Qualitätsanforderungen bei Stahlformguß harter Beschaffenheit der saure Ofen, dessen Einsatz natürlich besonders sorgfältig ausgewählt wird, bevorzugt wird. Dies gilt ja auch für Schmiedestücke. Gerade in neuester Zeit sind aus diesem Grunde zahlreiche saure Martinöfen auf unseren großen Werken entstanden.

Als Schmelzverfahren kommt (wenigstens in Deutschland), nur das Schrottschmelzverfahren in Betracht. Die Roheisenfrischverfahren würden ja auch den Qualitätsanforderungen genügen, aber die großen Einsatzmengen, die Schlackenarbeit und der auf Massenerzeugung zugeschnittene Betrieb passen nicht in den Gießereibetrieb hinein. Es würde sich schwer der Gleichschritt mit der Formerei usw. halten lassen.

Man wendet nicht zu große Öfen an. Meist findet man in größeren Werken solche von 6—12 t Fassungsvermögen. Man kann täglich 2 und bei verstärktem Betriebe auch 3 Schmelzen machen, wenn der erste Abstich bei Beginn der Tagesschicht erfolgt. Nachts muß der Ofen ohne Einsatz heiß gehalten werden, was mit etwa der Hälfte des normalen Kohlenaufwandes ermöglicht wird. Kommt das Gießen von

[1]) Beim basischen Ofen kommt hier Rückphospherung in Erscheinung.

Blöcken in Betracht, werden größere Öfen angewandt. Man soll aber nicht ohne besonderen Grund über 25 t hinausgehen und lieber bei schweren Stücken aus 2 Öfen gießen. Der Verlauf der Schmelze und das Fertigmachen bietet nichts Abweichendes. Es muß auf diese Kapitel verwiesen werden.

Gewöhnlicher Stahlformguß enthält 0,25—0,30 % C; 0,25 % Si; 0,4—0,5 % Mn.
Weicher » ist als Dynamostahl oben gekennzeichnet.
Harter » enthält 0,35—0,40 % C; 0,25 % Si; 0,6—0,7 % Mn.
Sehr harter » » 1,1—1,3 % C; 0,25 % Si; 0,8 % Mn.

Bei schwierigen, namentlich großen Stücken ist es sehr wichtig den Gehalt an schädlichen Eisenbegleitern tunlichst zu drücken, um der Gefahr des Reißens (Warmrisse und Kaltrisse) vorzubeugen. Den Si-Gehalt, der unbedingt notwendig ist, um gute, dichte Gußstücke zu erzielen, stellt man keinesfalls unter 0,2 % ein, meist auf 0,3 %. Ein zu hoher Gehalt (über 0,5 % keinesfalls) ist aber schädlich.

Mit Aluminium verfahre man sparsam. Bei weichem Stahlformguß ist es gut, nicht mehr als 0,05 %, bei härterer Qualität nicht mehr als 0,02 % zu setzen. Zusätze über 0,1 % soll man von vornherein ausschließen.

Man gibt Stahlformgußöfen gern eine etwas größere Badtiefe, weil man ja nicht stark herunterfrischen will. Muß man Blöcke nebenher erzeugen, geht dies natürlich nicht.

Der Abbrand beträgt 5—8 %.

42. Das Veredeln von Flußeisen im Martinofen.

1. Veredeln von Thomasflußeisen[1]).

Das Überführen von Flußeisen aus dem Konverter in den Martinofen geschieht ja auch beim Duplexverfahren, aber hier ist es etwas anderes. Es handelt sich um einen basischen Konverter und ein Veredeln, ohne Rücksicht auf die Steigerung der Selbstkosten, die dadurch bedingt wird, daß die Unkosten beider Verfahren getragen werden müssen.

a) Auf einem westdeutschen Werke wurde eine Konverterfüllung (25 t) ohne zu kohlen und desoxydieren auf 8 t Schrott im Martinofen gegossen und 8 t Roheisen aufgegeben. Der Schrott dient zum Abkühlen (weil sonst bei der hohen Temperatur die Entphosperung leidet), das Roheisen zum Verlängern der Frischzeit. Die Schmelze dauert nur 2—2½ Stunden. Darin und in der Verbesserung der Qualität liegt der Vorteil. Man kann gleichzeitig auf diese Weise die Martinofenerzeugung bedeutend heben.

b) Auf einem anderen westdeutschen Werke wurde die Hälfte des Einsatzes aus dem Thomaskonverter durch Übergießen entnommen. Man hatte aber nicht ganz

---

[1]) Ein Patent, saure oder basische Konverter mit einem sauren Martinofen zu verbinden, findet der Leser in Stahl und Eisen, 1885, S. 664 genannt.



heruntergefrischt, sondern vorher abgekippt und mit der Hälfte der sonst gebräuchlichen Mn-Menge desoxydiert. Dies geschah, weil sich undesoxydiertes Flußeisen unbequem vergießen läßt. Der Einsatz bestand aus 25% Stahleisen, dann nach 1/2—1 Stunde 50% Flußeisen aus dem Konverter, 25% Schrott darauf.

Fehlte es an Stahleisen, mußten Kokslöschebriketts aushelfen. Die Schmelze wurde in 3—4 Stunden statt in 6 Stunden fertig und genügte sehr hohen Qualitätsanforderungen, was die hohen Gestehungskosten (auch gerade in bezug auf die zweimalige Desoxydation) rechtfertigte.

2. Das Veredeln von basischem Martinflußeisen im sauren Martinofen[1].

Dies Verfahren hat der Bochumer Verein mit großem Erfolg ausgebildet.

Es läuft auf ein Abstehenlassen unter einer sorgfältig bereiteten, dichten Schlackendecke hinaus. Es geschieht bei tiefem Herd und möglichst neutraler Flamme. Dabei wird Si aus der sauren Schlacke in das Bad übergeführt und schützt gegen FeO-Aufnahme. Durch die Schlackendecke wird der Schwefelgehalt der Feuergase ferngehalten und die Entschwefelung kann ungestört weiterschreiten. Man stellt gerade härteres Flußeisen dar, indem man bei sehr hohen Qualitätsforderungen schwedisches Roheisen zuvor einschmilzt und zum Aufkohlen benutzt. Man kann dann P- und S-Gehalte bis unter 0,02% gewährleisten. Ja, es ist gelungen, 0,01% als Grenze für beide Körper einzuhalten.

Dem Bochumer Verein kommt dabei der ausschließlich auf höchste Qualitätsforderungen geführte Hochofenbetrieb zu Hilfe. Es werden dort auch Schienen durch Umgießen aus dem basischen in den sauren Martinofen hergestellt, besonders aber Rundblöcke für Mannesmannrohre, Lokomotivachsen und Lokomotivradreifen aus Nickelstahl usw.

Das Veredeln von Martinflußeisen in Tiegeln und Elektroöfen wird an diesen Stellen besprochen werden.

43. Die Wärmerechnung des Martinofens.

Temperaturen.

Vgl. die Abb. 327—334 und die hier folgende Zahlentafel, auch die Ausführungen S. 424 u. f.

[1]) Vgl. auch Caspar, Stahl und Eisen, 1899, S. 277. Auch ebenda, 1899, S. 541. Hier ist von einem »Zuendefrischen« im sauren Martinofen auf den Pennsylvaniasteelworks die Rede.



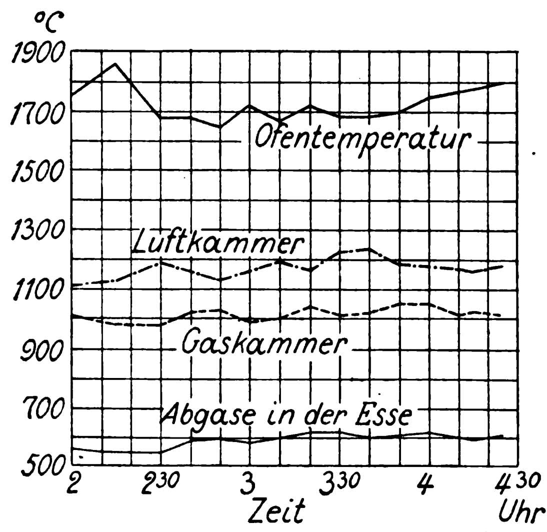


Abb. 327. Temperaturen bei einem mit Koksofengas (ohne Beimengung anderen Gases) betriebenen Martinofen. (Stahl und Eisen, 1911, S. 1999.)

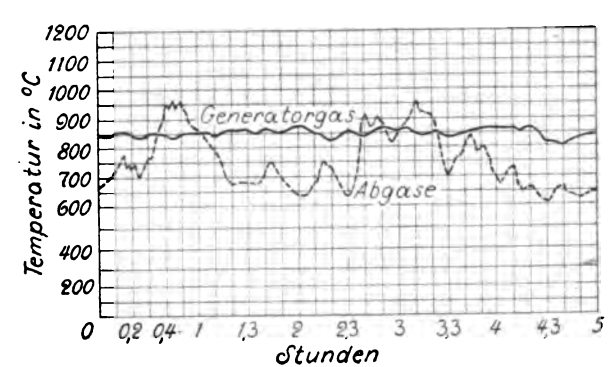


Abb. 328. Temperatur des Gases und der Abgase beim Höschverfahren in Dortmund (Höschwerk) nach Springorum.
Mittlere Temperatur der Gase = etwa 850°
» » » Abgase = » 800°.

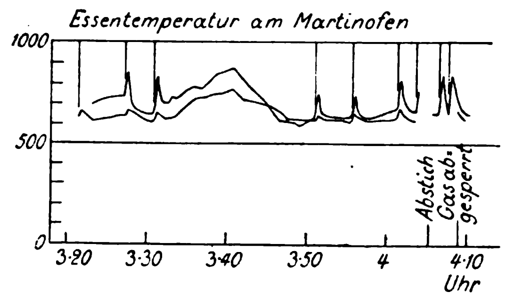


Abb. 329. Essentemperatur. Nach Mayer, Wärmetechnik des Martinofens. Halle, Waisenhaus.

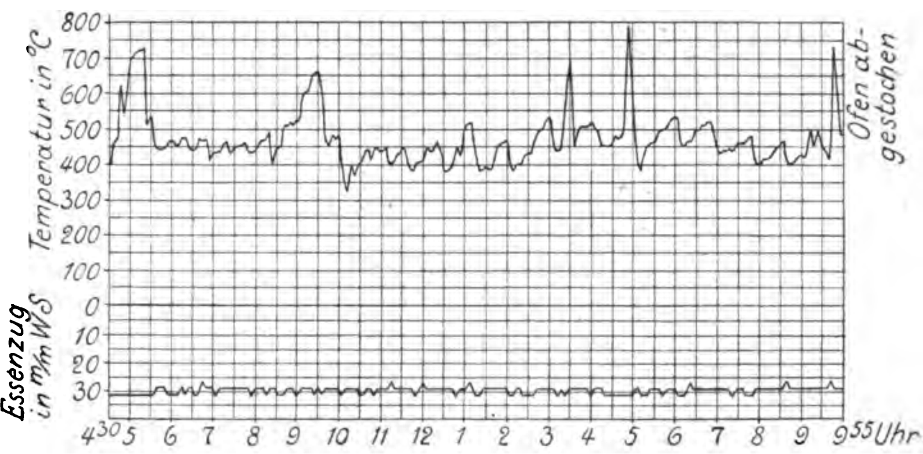


Abb. 330. Essentemperatur und Essenzug von selbstschreibenden Apparaten bei einem Talbotofen aufgezeichnet. Aus einem Aufsatz von Hofmann nach Talbot, in Stahl und Eisen, 1913, S. 1860. Die mittlere Essentemperatur ist etwa 470°. Der mittlere Essenzug etwa 28 mm.

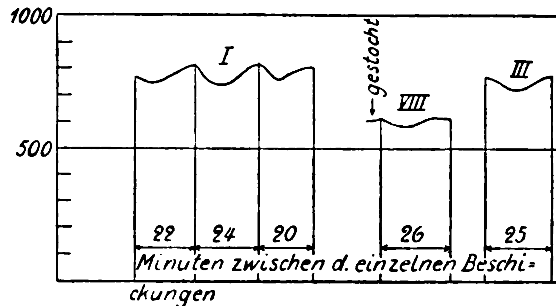


Abb. 331. Temperaturen am Gaserzeugeraustritt. Nach Mayer, Wärmetechnik des Martinofens. (Halle, Waisenhaus.)

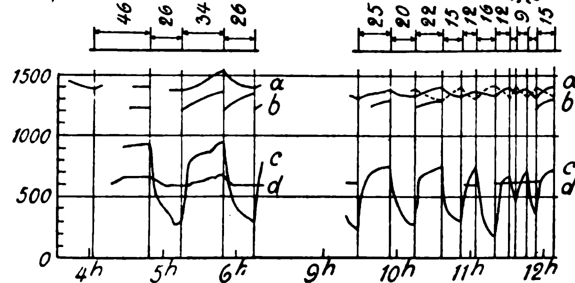


Abb. 332. Kammertemperaturen. Nach Mayer, Wärmetechnik des Martinofens (Halle, Waisenhaus).

Martinofentemperaturen.

	Einströmendes Gas				Einströmende Luftkammer	Ofenraum	Abziehendes Gas			Flüssiges Roheisen	Vorgefrischter Stahl	Fertiger Stahl	
	am Gaserzeuger	am Umschaltventil	in der Kammer unten	in der Kammer oben	oben		in der Kammer oben	in der Kammer unten	in der Esse			in der Pfanne	in der Blockform
Nach Dichmann. . .	800	—	550	1200	—	1700–1800	nahezu 1700	700	600	—	—	—	—
Nach Le Chatelier .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Metallurg., 1909, S. 312	—	—	—	—	—	—	1400	—	300	—	—	1580	—
Andere Messungen, ebenda	—	—	—	—	—	1758–1788	—	—	—	—	—	1476–1586	—
Springorum (Doktorarbeit)	850	—	—	—	—	—	—	650—950		1203	1530 u. 1483[1]	1580	—
Petersens Vortrag . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1250–1350[2]		—	—
Amerikan. Quelle, Stahl u. Eisen, 1914, S. 587.	760	593	—	1060	1100	—	—	678°	649°	—	—	—	—
Stahl u. Eisen, 1895, S. 334	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1533	1500[3]
Juon, Stahl u. Eisen, 1911, S. 819[4]	—	—	—	1142–1191	1184–1218	—	—	—	—	—	—	—	—
Derselbe, während der Schmelze	—	—	—	1043–1120	1163–1266	—	—	—	—	—	—	—	—
Messungen des Verfassers	—	—	—	—	1187	—	—	—	—	—	—	—	—
Ebenso	—	—	—	—	—	1720–1800	—	—	—	—	—	—	—
»	—	—	—	—	—	1700	—	—	—	—	—	—	—
Martinofen mit Koksofengas geheizt, Stahl und Eisen, 1911, S. 1997 .	—	—	—	1130	1210	1730	—	—	510	—	—	—	—

[1]) 1530° beim Abstich, 1483° beim Eingießen. [2]) Mischerroheisen hat höchstens 1400°. [3]) Bessemerflußeisen dagegen nur 1375°.
[4]) Vgl. S. 426.

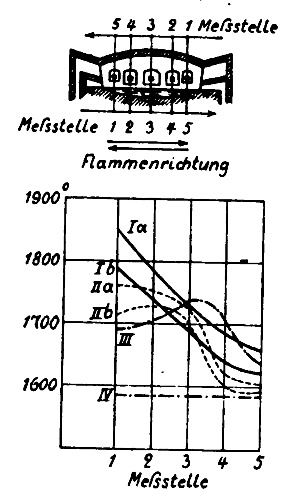


Abb. 333 und 334. **Martinofentemperaturen.** Kurve *Ia* und *Ib* sind bei ungereinigtem Generatorgas aufgenommen. *IIa* und *IIb* bei gereinigtem Generatorgas (Sonderfall). *IV* stellt ungefähre Badtemperatur dar. (Stahl und Eisen.) Vgl. die Zahlentafel.

Zahlentafel zu Abb. 333 und 334. Ungereinigtes Generatorgas.

		Ofentür Nr. 1	2	3	4	5
Einschmelzen der Charge eben beendet	→	1770	1750	1690	1630	1600
	←	1760	1725	1680	1630	1610
	→	1775	1750	1680	1620	1600
$1^1/_2$ Stunden vor Abstechen	→	1780	1745	1690	1625	1625
	←	1750	1700	1670	1650	1630
Nach der Sonntagsausbesserung, $^1/_2$ Stunde vor Abstechen der Charge	→	1835	1775	1730	1680	1660
	←	1860	1780	1720	1680	1660
	→	1830	1780	1730	1660	1660
	←	1850	1775	1730	1670	1660

Nach Höfinghoff, Stahl und Eisen, 1917, S. 448

Die Wärmebilanz des Martinofens.

A. Berechnung der Menge des Gases, der Luft und der Essengase für 1 kg C und 1 kg Kohle.

Unter Anrechnung des Rostfalls (2,5%) enthalten 100 kg Kohle 75 kg nutzbares C (vgl. Gaserzeuger S. 324).

Auf 100 cbm trockene Gase kommen im Sinne der Berechnung S. 329 4,1 cbm Wasserdampf.

Steinkohlengas (trocken) cbm	C-Menge kg	O-Bedarf bei der Verbrennung cbm	Verbrennungserzeugnisse CO_2 cbm	Wasserdampf cbm	N cbm	O cbm
3,7 CO_2	$34 \cdot 0{,}536 = 18{,}2$ (für CO_2, CO, CH_4)	—	3,7	—	—	—
28,3 CO		$\frac{28{,}3}{2} = 14{,}2$	28,3	—	$24{,}0 \cdot 3{,}76 = 90{,}2$ (für CO, CH_4, C_2H_4, H)	—
2,0 CH_4		$2{,}0 \cdot 2 = 4{,}0$	2,0	4,0		—
0,1 C_2H_4	$0{,}1 \cdot 1{,}07 = 0{,}1$	$0{,}1 \cdot 3 = 0{,}3$	0,2	0,2		—
11,5 H	—	$\frac{11{,}5}{2} = 5{,}8$	—	11,5		—
0,3 O	—	verschwindet = — 0,3	—	—	—	—
54,1 N	—	—	—	—	54,1	—
Zus. 100 cbm trockene Gase mit 18,3 kg C		24,0	34,2	15,7	144,3	—
Hierzu 10% Überschuß		2,4	—	—	$3{,}76 \cdot 2{,}4 = 9{,}0$	2,4
4,1 cbm Wasserdampf		—	—	4,1	—	—
104,1 cbm feuchtes Gas		26,4	34,2	19,8	153,3	2,4

26,4 cbm O entsprechen

$26{,}4 \cdot \frac{100}{21} = 126$ cbm Luft

104,1 cbm Gas enthalten
18,3 kg C entsprechend
24,4 » Kohle.

209,7 cbm Essengase bestehend aus
16,3% CO_2; 9,5% Wasserdampf,
73,0 » N ; 1,2 » O

Demnach kommen auf 1 kg Kohle 4,27 cbm Gas, 5,2 cbm Luft, 8,6 cbm Essengas, alles bei 0° und normalem Barometerstand gemessen.

Läßt man die Feuchtigkeit des Gases unberücksichtigt, so sind es

für 1 kg C	5,5 cbm	Gas	; für 1 kg Kohle	4,1 cbm	
» 1 » C	6,9 »	Luft	; » 1 » »	5,2 »	
» 1 » C	11,2 »	Essengas;	» 1 » »	8,5 »	

B. Es soll der Luftüberschuß berechnet werden, wenn die Zusammensetzung des Steinkohlengases und des Essengases gegeben sind.

Die erstere sei wie in Aufgabe A, die letztere (trockene Gase) 17,5% CO_2; 80,7% N; 1,8% O, zusammen 100%.

Lösung: Man berechnet zunächst den Sauerstoffbedarf für 100 cbm Steinkohlengas, wie es in Aufgabe A geschehen ist.

Für 100 cbm Steinkohlengas 24,0 cbm O, für 1 kg C $\frac{24}{18{,}3} = 1{,}31$ cbm O.

Anderseits enthalten 100 cbm trockene Essengase $17{,}5 \cdot 0{,}536 = 9{,}38$ kg C.

Für 1 kg C also $\frac{100}{9{,}38} = 10{,}7$ cbm Essengase mit $\frac{1{,}8}{100} \cdot 10{,}7 = 0{,}19$ cbm O.

Demnach sind $\frac{0{,}19 \cdot 100}{1{,}31} = 14{,}5\%$ Sauerstoff überschüssig oder, was dasselbe sagen will, es ist mit einem Luftüberschuß von 14,5% gearbeitet.

C. Die Wärmebilanz des Martinofens.

Es soll als Beispiel ein Martinofen gewählt werden, der bei 30 t Fassungsvermögen mit 26% Steinkohlenverbrauch schmilzt. Kalter Einsatz. Schrottverfahren.

Das Gas habe im Sinne der Aufgabe A und B die Zusammensetzung:

3,7% CO_2; 28,3% CO; 0,1% C_2H_4; 2,0% CH_4; 11,5% H; 0,3% O; 54,1% N zusammen 100 und 4,1% Wasserdampf (Raumteile).

Auf 1 kg Kohle kommen (nach Aufgabe A unter Berücksichtigung des Rostdurchfalls)

	4,27	cbm	Gas (feucht)
	5,2	»	Luft
	8,6	»	Essengas
Für 100 kg Flußeisen demnach	111,0	»	Gas
	135,2	»	Luft
	223,6	»	Essengas.

Die Temperatur der in das Umschaltventil eintretenden Gase sei 600°, die der Luft und des Einsatzes = 0°, die der Essengase ebendaselbst 800°. 1 cbm feuchtes Gas entwickelt nach S. 329 1286 WE.

Die Temperatur im Martinofen sei 1750°.

Die Zusammensetzung der Essengase ist (vgl. Aufgabe A) 16,3% CO_2; 73,0% N; 1,2% O; 9,5% Wasserdampf.

Die Schlackenmenge sei 15% der Einsatzmenge.

Wärmeeinnahme für 100 kg Flußeisen.

111,0 cbm Gas führen mit sich	111,0 × 600 × 0,34 =		22 644 WE
135,2 » Luft » » »			— »
Der Einsatz führt bei 0° ein			— »
111,0 cbm Gas verbrennen mit	111,0 × 1286 =		142 746 »
1,3 kg C verbrennen mit	1,3 × 8080 =	10 504 WE[1])	
0,4 » Si » »	0,4 × 7830 =	3 132 »	
1,1 » Mn » »	1,1 × 1730 =	1 903 »	
0,1 » P » »	0,1 × 5900 =	590 »	16 129 »
		Zusammen	181 519 WE

Wärmeausgabe für 100 kg Flußeisen.

100 kg Flußeisen verlassen beim Abstich den Ofen und nehmen die zum Schmelzen und Überhitzen zugeführte Wärmemenge mit.

Schmelzwärme = 100 · 32[2])	= 3 200 WE	= 21,4%
Wärmemenge, die erforderlich war, um 100 kg Eisen auf die Temperatur von 1750° zu bringen 100 · 1750 · 0,16[3]) . . .	= 28 000 »	
15 kg Schlacke nehmen bei ihrem Abstich mit: 15 · 504[4]) . .	= 7 560 »	
224 cbm Essengas führen bei 800° in die Esse 224 · 800 · 0,38	= 68 096 »	= 37,5 »
Verluste durch Strahlung und Leitung, aus dem Unterschiede ermittelt	= 74 663 »	= 41,1 »
Zusammen	181 519 WE	100,0%

[1]) C verbrennt innerhalb des Eisenbades zu CO, das letztere im Ofenraum zu CO_2.

[2]) Schmelzwärme des reinen Eisens nach Brisker (Metallurgie, 1908, S. 176) = 31,64.
» » weißen Roheisens (Landolt-Börnstein) = 32—34. Mittelwert = 32.

[3]) Mittlere spezifische Wärme des reinen Eisens nach Oberhoffer = 0,1667 bei 1500°. Neuere Zahlen hat Durrer (Doktorarbeit Aachen) geliefert, nach denen bei 1600° 0,15 richtig ist. Mittelwert = 0,16.

[4]) Nach einem Versuch von Springorum (Doktorarbeit Aachen), der die flüssige Schlacke in ein Kalorimetergefäß ausgoß. Mittel aus 7 Bestimmungen. Andere Werte findet der Leser bei Dichmann, S. 145.

D. Wärmebilanzen findet der Leser:

1. Stahl und Eisen, 1909, S. 1990 (Roheisenfrischen).
2. Ebenda, 1913, S. 2095, Georgs-Marienhütte (Holt). Für Fe-Reduktion 11%, Stahlschmelzen 20%, Schlackenschmelzen 5%, Abhitzewärme 22%, Strahlung 42%. Zusammen 100%.
3. Ebenda, 1914, S. 587 (nach amerikan. Quelle). Für Fe-Reduktion 5,8%, Schlackenschmelzen 2,9%, Stahlschmelzen 10,11%. Zusammen Nutzwärme 18,81%.
4. Ebenda, 1893, S. 872 nach Campbell.
5. Auch in Springorums Doktorarbeit. Reduktionswärme 8%, Stahlschmelzen 16%, Schlacke 7%, Abgase 29%, Strahlung 40%.
6. Vgl. auch Dichmann, S. 145.

E. Die theoretische Verbrennungstemperatur.

Gas und Luft tritt, auf 1200° vorgewärmt ein. (Annahme.)

Wärmeeinnahme für 100 kg Flußeisen

111,0 cbm	Gas verbrennen mit	111 × 1286 WE	= 142 746 WE
135,2 »	Luft führen ein	135,2 × 1200 × 0,34 =	55 162 »
111,0 »	Gas » »	111,0 × 1200 × 0,37 =	49 284 »
		Zusammen	247 192 WE

Diese Wärmemenge ist benutzt, um die Essengase auf T° zu erhitzen. Die letzteren setzen sich wie folgt zusammen:

36,4 cbm CO_2; 163,3 cbm N; 2,7 cbm O; 21,2 cbm Wasserdampf. Zusammen 223,6 cbm. Gesucht ist die Temperatur T. Es besteht die Gleichung:

$$[36{,}4 \cdot s + (163{,}3 + 2{,}7) \cdot s_2 + 21{,}2 \cdot s_3] \cdot T = 247\,192 \text{ WE}$$

$$s_1 = \text{spez. Wärme } CO_2 = 0{,}37 + 0{,}00044 \cdot \frac{T}{2} = 0{,}37 + 0{,}00022 \cdot T$$

$$s_2 = \text{» » N und O} = 0{,}30 + 0{,}000054 \cdot \frac{T}{2} = 0{,}30 + 0{,}000027 \cdot T$$

$$s_3 = \text{» » Wasserdampf} = 0{,}34 + 0{,}00030 \cdot \frac{T}{2} = 0{,}34 + 0{,}00015 \cdot T$$

Setzt man die Werte ein, so erhält man:

$$0{,}016\, T^2 + 70{,}48 \cdot T = 247\,192 \text{ und daraus } T = 2300^\circ.$$

Der Unterschied gegen die wirklich bestehende Temperatur von 1750° = 24% ist auf die Wärmeverluste zurückzuführen, soweit sie im Herdraum stattfinden. Das Schmelzen entzieht keine Wärme, weil der Zustand am Ende der Schmelze angenommen ist[1]). Die Wärmeverluste im unteren Teil des Ofens und den Köpfen sind schon dadurch zum Ausdruck gelangt, daß die Gastemperatur und Lufttemperatur auf nur 1200° geschätzt sind.

F. Flüssiger Roheiseneinsatz.

Es soll angenommen werden, daß, im Gegensatz zu den Verhältnissen, unter denen die Wärmebilanz unter C aufgestellt ist, das Roheisen bei einer Anteilziffer von 30% flüssig eingesetzt wird. Welchen Einfluß wird dies auf den Kohlenverbrauch üben?

Wenn 1 kg Roheisen zum Schmelzen 280 WE erfordert, so würde eine Ersparnis an Wärme = 8400 WE entstehen, die bei 181 519 WE als Gesamtwärmeausgabe für 100 kg Flußeisen 4,6% bedeuten. Um so viel würde der Kohlenverbrauch fallen.

Diese geringe Kohlenersparnis steht meist nicht im Einklang mit den Störungen, die durch das starke Aufschäumen des Bades und die starke Inanspruchnahme des Ofenmauerwerks hervorgerufen werden. Eine Beschleunigung der Schmelze tritt nicht ein. (Vgl. S. 440).

[1]) Deshalb ist auch die Verbrennungswärme der Eisenbegleiter (C, Si, Mn, P) nicht in Ansatz gebracht.

G. Kohlenverbrauch bei vergrößertem Fassungsvermögen.

Es soll im Gegensatz zu den Verhältnissen der obigen Wärmebilanz (30 t-Ofen, 26% Kohlenverbrauch) angenommen werden, daß es sich um einen Martinofen von 90 t Fassungsvermögen handelt.

Die obige Wärmeausgabe soll so geschrieben werden:

	Für 100 kg	Für 30 t
a. Zum Schmelzen . . .	39 000 WE	11 700 000 WE
b. Essengasverluste . . .	68 000 »	20 400 000 »
c. Strahlungsverluste . .	75 000 »	22 500 000 »
Zusammen	182 000 WE	54 600 000 WE

Wächst das Fassungsvermögen des Ofens auf das Dreifache, so wächst die Zahl a) im Verhältnis von 1 : 3. Die Zahl b) ist abhängig vom Kohlenverbrauch, es soll eine Verdoppelung wie bei a) angenommen werden, was mit den tatsächlichen Verhältnissen ungefähr übereinstimmen wird. Die Zahl c) erfährt gleichfalls nicht eine Steigerung auf das Dreifache. Eine Verdoppelung wird genügen; denn die Ausstrahlungsfläche und die Zeit der Schmelze wachsen bei weitem nicht im gleichen Sinne wie die Fassungsvermögen.

Man erhält dann bei 90 t Fassungsvermögen

$3 \times 11\,700\,000$ WE $= 35\,100\,000$ WE
$2 \times 20\,400\,000$ » $= 40\,800\,000$ »
$2 \times 22\,500\,000$ » $= 45\,000\,000$ »

Zusammen 120 900 000 WE

Für 1 t bei 30 t Fassungsvermögen 1 820 000 WE
» 1 » » 90 » » 1 340 000 »

Im Sinne dieser Zahlen verhalten sich die Kohlenverbrauchziffern wie $26 : x = 182 : 134$, wobei x die Kohlenverbrauchsziffer bei dem 90 t Ofen bedeutet, $x = 19{,}1\%$, was der Wirklichkeit nahe kommen wird.

H. Einfluß eines Zuschlags an Eisenerz, Walzsinter und dergl. auf den Kohlenverbrauch.

Um 1 kg Fe aus Fe_2O_3 zu reduzieren, muß man 1800 WE und bei Fe_3O_4 1650 WE aufwenden, im Mittel etwa 1725 WE.

Hat man also 10 kg Fe auf diese Weise für 100 kg Flußeisen gewonnen, was einem Ausbringen von etwa 104% entspricht, so würde man 17 250 WE = 9,5% der Gesamtwärmeausgabe an Mehrwärme aufbringen müssen. Dazu kommt noch die Mehrausgabe an Wärme infolge der vermehrten Schlackenmenge. Tatsächlich haben Betriebe, die zum Erzzusatz übergingen, auch einen höheren Kohlenverbrauch festgestellt[1]. Allerdings wird dieser zum großen Teil durch die Beschleunigung des Schmelzganges wieder aufgewogen.

Jedenfalls darf man nicht bei den Roheisenfrischverfahren einen geringeren Kohlenverbrauch wie beim Schrottverfahren erwarten.

[1]) Schmidhammer stellte in einem solchen Falle einen Mehrverbrauch an Kohle um 38 kg für 1 t Blöcke fest (Stahl und Eisen, 1891, S. 546).

44. Wirtschaftliches über den Martinofenbetrieb.

Der Verfasser muß sich darauf beschränken, eine Übersicht zu geben und diese durch Literaturhinweise zu ergänzen.

Selbstkostenberechnung eines nach dem Schrottverfahren arbeitenden Siemens-Martin-Werkes für 1 Monat[1]).

Erzeugung: 14000 t. Reines Ausbringen: 90%. Abfälle 2%. Abbrand: 8%.

Prozent vom Einsatz	Material	Eingesetzte Menge	Preis f. d. t eingesetztes bzw. verbrauchtes Material	Betrag im ganzen	Betrag f. d. t Erzeugung im einzelnen	Betrag f. d. t Erzeugung im ganzen	Verbrauch für die t Erzeugung
		kg	M.	M.	M.	M.	kg
25	Stahleisen	3 887 500	77,—	299 337,50	21,38	—	278
2	Kokilienbruch	311 000	70,—	21 770,—	1,56	—	22,5
50	Fremder Schrott	7 775 000	58,—	450 950,—	32,21	—	556
20	Eigener Schrott	3 110 000	58,—	180 380,—	12,88	—	221
2,5	Gießabfälle	388 700	50,—	19 435,—	1,38	—	27
0,4	Ferromangan	63 500	200,—	12 700,—	0,91	—	4,5
0,1	Ferrosilizium	14 000	250,—	3 500,—	0,25	—	1
—	Aluminium	300	1500,—	450,—	0,03	—	—
100	Zusammen Einsatz	15 550 000	63,57	988 522,50	70,60	—	1110
	Ab für erzeugte Gießabfälle	310 000	50,—	15 500,—	1,19	—	22
	Kosten des Einsatzes	15 240 000	63,84	973 022,50	—	69,50	1088
	Eisenerz	98 000	20,—	1 960,—	0,14	—	7
	Weißkalk	560 000	10,—	5 600,—	0,40	—	40
	Kalkstein	140 000	4,—	560,—	0,04	—	10
	Gebr. Dolomit	420 000	25,—	10 500,—	0,75	—	30
	Magnesit	28 000	70,—	1 960,—	0,14	—	2
	Teer	7 000	50,—	350,—	0,02	—	0,5
	Gaserzeugerkohlen	3 500 000	14,—	49 000,—	3,50	—	250
	Schmiedekohlen	4 200	15,—	63,—	} 0,04	—	0,3
	Lokomotivkohlen	42 000	12,—	504,—		—	3
	Feuerfestes Material für den Betrieb	—	—	9 800,—	0,70	—	—
	Feuerfestes Material für Reparaturen	—	—	10 500,—	0,75	—	—
	Kokillen und sonstige Gußwaren	—	—	9 800,—	0,70	—	—
	Löhne	—	—	42 000,—	3,—	—	—
	Gehälter	—	—	2 800,—	0,20	—	—
	Elektrizität	—	—	4 900,—	0,35	—	—
	Magazinmaterial	—	—	4 900,—	0,35	—	—
	Zusammen	—	—	1 128 219,50	11,08	—	—
	Ab für Schlacke	1 900 000	3,—	5 700,—	0,40	—	135,7
	Umwandlungskosten	—	—	—	—	10,68	—
	Selbstkosten	—	—	—	—	80,18	—

[1]) Canaris, Stahl und Eisen, 1914, S. 7.

Eine sehr ausführliche Arbeit hat Schock[1]) in Düdelingen geliefert, um das Thomasverfahren mit den verschiedenen Martinverfahren zu vergleichen. Er hat für alle diese Verfahren bis ins Einzelne gehende Selbstkosten berechnet.

Andere sehr wertvolle Angaben hat Schuster in seinem Vortrage über das Talbotverfahren gemacht[2]). Diese ergänzen, da sie neuer sind, die von Schock genannten Zahlen[3]).

Nach Schock sind die Gestehungskosten für 1 t Blöcke unter Berücksichtigung aller Gutschriften, aber ohne Generalia:

Beim Thomasverfahren (Ausbr. 89,5 %)	52,22 M.
Schrott-Roheisen Martinverfahren (Ausbr. 96 %, 22 % Kohle)	67,28 »
Roheisenerzverfahren (» 107 %, 22 % »)	58,00 »
(Dabei 145 kg Schlacke mit 18,5 % P_2O_5 = 3,40 M. 165 » » » 6,9 % P_2O_5 = 0,41 » }	3,81 M. für 1 t)
Talbotverfahren nach Schuster	59,69 M.

Schock nennt überall einen Bilanzverlust, d. h. den Verlust an Eisen, der von Spritzverlusten, Überlaufen der Pfanne, Eisenkörnern in der Schlacke herrührt. Er beläuft sich meist auf 0,6—0,8 %, bei sehr viel Schlacke aber mehr, beim Schrottmartinieren 1,6 %.

Interessant sind seine Ausführungen über das Hösch- und das Vorfrischverfahren (Georgs-Marienhütte). Das letztere ist nicht für Thomasroheisen anwendbar, sondern nur für Roheisen mit geringerem P-Gehalt, oder man müßte ein sehr großes Anlagekapital festlegen.

Auch über die Wahl zwischen feststehenden Öfen und Kippöfen äußert sich Schock. Letztere haben sich trotz erheblich höheren Anlagekapitals (für einen 50 t-Ofen + 100000—120000 M.) gut bewährt, auch weil man die Schmelze teilen und zwei verschiedene Qualitäten herstellen kann.

Das Anlagekapital wird beim Höschverfahren, Vorfrischverfahren und den Kippofenverfahren ziemlich das gleiche sein.

Ein Thomaswerk für 1500 t Tageserzeugung kostete (1914) 4—5 Millionen, ein Martinwerk für dieselbe Erzeugung, mit 8 Öfen zu je 75 t 6—7 Millionen. (Vgl. auch weiter unten.)

Selbstverständlich spielt bei dem Wettbewerb zwischen Thomas- und Martinwerk der Kohlen- und Schrottpreis eine große Rolle.

---

1) Stahl und Eisen, 1914, S. 697. Eine ausführliche Zusammenstellung der Materialpreise S. 703.

2) Stahl und Eisen, 1914, S. 945, 994, 1031.

3) Auch diese Zahlen sind neuerdings durch Schömburg ergänzt. Feuerungstechnik, 1915, S. 146 und Stahl und Eisen, 1915, S. 1078.

Verbrauch und Erzeugung, täglich in t.

	Thomaswerk t	Das zum Aufarbeiten des Schrotts angegliederte Martinwerk t	Das reine Martinwerk t
Thomasroheisen	1160	40	1200
Schrott	21	125	178
Ferromangan	6,9	1,35	9
Erz	—	5,6	408
Erzeugung	1063	159	1484
	1222 t		

Über die Schusterschen Zahlen vgl. das Talbotverfahren. Interessant ist die Tatsache, daß ein Werk mit Talbotöfen weniger Anlagekapital wie ein solches mit Wellmanöfen und feststehenden Öfen erfordert

882 : 1070 : 1000.

Von dem eingebrachten P (9,91 kg für 1 t) geht beim Talbotverfahren nichts verloren, es findet sich ganz in der Schlacke (19% von der Erzeugung mit 14,9% P_2O_5; für 1 t Schlacke 5,15 M.) wieder. Beim Thomasverfahren rechnet man mit 90% P ausbringen.

Zahlen über das Höschverfahren findet der Leser in der genannten Doktorarbeit von Springorum u. a. auch den Verbrauch an Zustellungs- und Reparaturmaterial für 1 t Blöcke.

Ältere Zahlen bringt Graßmann[1]):

Thomasverfahren	Talbot	Bertrand-Thiel	Schrottverfahren
74,88 M.	79,27 M.	77,22 M.	73,58 M.

auch Thiel für das Bertrand-Thielverfahren[2]).

Im übrigen sei auf die Ausführungen über das Schrottverfahren und die Roheisenfrischverfahren verwiesen.

Ein Martinwerk, das mit dem Roheisenfrischverfahren bei 830 t Tageserzeugung arbeitet, kostete 1912 rund 6000000 M,

dabei für Kräne und Beschickungsmaschinen	1500000 M.
» Gebäude	1500000 »
» 2 Mischer	1000000 »
» 6 Martinöfen (feststehende)	2000000 »

Nach einer Werksangabe konnte man den Gestehungspreis eines Vorfrischmischers mit 1000 M. für 1 t Fassungsvermögen und für einen feststehenden Martinofen mit 4300 M. veranschlagen, bei 35 t kostet also der Martinofen rund 150000 M.

1) Stahl und Eisen, 1901, S. 1021.

2) Stahl und Eisen, 1901, S. 1305.

V. Veredelungsverfahren.

Darunter sollen Verfahren verstanden werden, bei denen fertiges schmiedbares Eisen umgeschmolzen oder auch in anderer Weise thermisch behandelt wird, um bestimmte Güteeigenschaften zu erzielen.

Auch ist ein kurzes Kapitel über »Schmiedbaren Guß« im Anschluß an das Zementieren eingefügt.

45. Tiegelgußstahl[1]).

Begriff. Geschichtliches. Statistik.

Unter Tiegelgußstahl oder Tiegelstahl versteht man im Tiegel geschmolzenes schmiedbares Eisen. Meist hat es einen höheren Kohlenstoffgehalt.

Das Umschmelzen geschieht, um ein reines und gleichmäßiges Erzeugnis zu haben, also um zu raffinieren. Es handelt sich also nicht um ein Frischverfahren.

Allerdings kann man auch dabei den Kohlenstoffgehalt erhöhen oder vermindern, aber das sind Ausnahmefälle, von denen noch die Rede sein wird. Die Regel ist, daß eine wesentliche Veränderung der durchschnittlichen chemischen Zusammensetzung des Einsatzes nicht angestrebt wird.

Um das Einsatzgut zu gewinnen, kann man alle Renn- und Frischverfahren anwenden. Das erstere kommt in Kulturländern nicht mehr in Betracht. Man setzt Eisen ein, das im Frischherd, Puddelofen, Konverter, Martinofen erzeugt ist. Vielfach muß man vorher den Kohlenstoffgehalt durch Zementieren anreichern (vgl. dieses Kapitel). Hier soll nur erwähnt werden, daß der Erfinder des Tiegelgußstahls auf die Kunst des Zementierens zurückgreifen konnte.

Das Schmelzen im geschlossenen Tiegel bedingt Vorteile, ist aber sehr teuer. Es lohnt sich nur dann, wenn es sich um hochwertige Erzeugnisse handelt, die unbedingt gleichmäßig und zuverlässig sein müssen. Dies trifft in erster Linie für Werkzeugstahl zu, dann auch für Geschützstahl und anderen Waffenstahl. Es kommen aber auch viele hochbeanspruchte Maschinen-, Lokomotiv- und Schiffsteile in Betracht, die teils geschmiedet oder gewalzt, teils als Stahlformgußstücke abgegeben werden.

---

[1]) Größere Abhandlungen über Tiegelstahl findet der Leser, abgesehen von Ledeburs und Weddings Lehrbüchern, in Stahl und Eisen, 1885, S. 179, F. C. G. Müller; ebenda 1886, S. 695, von demselben Verfasser; ebenda 1888, S. 340, Schwedischer Tiegelstahl; ebenda 1884, S. 661, Tiegelgußstahl in Sheffield von Seebohm; ebenda 1885, S. 33, Bergischer Tiegelstahl von Böker; ebenda 1895, S. 1, Steirischer und niederösterreichischer Werkzeugstahl von Ledebur; ebenda 1899, S. 868, Martinstahl oder Tiegelstahl von Thallner.



Ursprünglich konnte man den Stahlformguß nur im Tiegel erzeugen. Heute ist dies anders; der im Tiegel erzeugte spielt den Erzeugnissen des Martinofens und Kleinkonverters gegenüber, der Menge nach eine sehr untergeordnete Rolle.

Den Namen »Gußstahl« sollte man vermeiden, da Verwechslungen mit im Martinofen erzeugtem Material vorkommen können; um so mehr, als manche Werke sich die Bezeichnung Gußstahlwerke zugelegt haben, die keine Tiegelschmelzen besitzen oder besessen haben. Man soll »Tiegelgußstahl« sagen.

Wenn man den aus Indien stammenden Damascener Stahl, von dem später die Rede sein wird, einbegreift, so kann man die Erfindung des Tiegelgußstahls in die Zeit vor vielleicht 3000 Jahren verlegen. Aber es ist dies ein von Eingeborenen in weltentlegenen Gebirgsgegenden in primitiver Weise ausgeübtes Verfahren[1]).

Das heute angewandte Verfahren beruht auf der Erfindung eines Engländers Benjamin Huntsman (1704—1776), die um 1740 dadurch bekannt wurde, daß der Erfinder eine Tiegelschmelzhütte in der Umgebung von Sheffield errichtete und sein Erzeugnis in den Handel brachte[2]). Huntsman, dessen Eltern aus Deutschland eingewandert waren, war Uhr- und Werkzeugmacher, daneben auch Mechaniker und sogar Wundarzt und Augenarzt. Er beobachtete Fehlstellen beim Stahl, die zu Mißerfolgen bei den daraus hergestellten Uhrteilen und Werkzeugen führten und entwarf frühzeitig den Plan, den damals in England benutzten Brennstahl (Zementstahl), der dem deutschen und Steiermärker Stahl unterlegen war, durch Umschmelzen zu verbessern.

Es dauerte aber lange Zeit, bis er alle Schwierigkeiten überwunden hatte und ein brauchbares Handelserzeugnis herstellen konnte. Dies erregte sogleich großes Aufsehen.

Huntsman nahm kein Patent, hielt aber seine Erfindung streng geheim. Dies gelang auch lange Zeit, aber um 1765 gab es schon andere Tiegelschmelzen in Sheffield. Wir wissen aus einem schwedischen Reisebericht von Gabriel Jars (1765), daß Huntsman koksgeheizte Öfen, bei starkem Essenzuge und Tonziegel von 9—10″ Höhe und 6″ Durchmesser bei einer fünfstündigen Schmelzdauer benutzte. An anderer Stelle wird gesagt, daß eine Schlacke durch Zugabe grünen Glases gebildet wurde, und daß der Einsatz aus kurz gebrochenen Stäben von Zementstahl bestand.

Als die Kontinentalsperre bestand, setzte man in den beteiligten Ländern Preise aus, um zur Herstellung eines gleichwertigen Erzeugnisses anzuregen. Dies hatte auch Erfolg.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 209.

[2]) Die Geschichte der Erfindung ist in Becks Geschichte des Eisens III, S. 271, beschrieben.



Huntsman erzeugte nur Werkzeugstahl. Die Erzeugung des viel niedriger gekohlten Kanonenstahls und die Erfindung des Gieß- und Schmiedeverfahrens bei schweren Gußstahlblöcken ist das Verdienst der Firma Friedrich Krupp.

Die Geschichte dieser Firma ist vielfach beschrieben[1]). Sie ist reich an geradezu dramatisch wirkenden Begebnissen, die an die Jahrzehnte währende bittere Notlage Friedrich Krupps und seines genialen Sohnes Alfred Krupp (1812—1887) anknüpfen.

Der letztere mußte 1826 als 14jähriger Jüngling die stark verschuldete Fabrik des Vaters übernehmen, die damals nur vier ständige Arbeiter zählte. Als er starb, arbeiteten allein im Essener Werke der Gußstahlfabrik Friedrich Krupp über 11000 Arbeiter. Alfred Krupp arbeitete unablässig daran, größere Schmiedeblöcke aus Tiegelgußstahl herzustellen. Im Jahre 1851 konnte er einen Block von 2,25 t und ein Geschütz (Sechspfünder) in London ausstellen. Im Jahre 1862 stellte er ebenda einen Schmiedeblock von 20 t aus. Er hatte damals Geschützrohre von bis zu 9″ Bohrung und 18 t Fertiggewicht gegossen und unter dem 1000-Zentnerhammer geschmiedet und über 1000 Geschütze und 40000 Radreifen für Eisenbahnen geliefert. Für das preußische Herr lieferte er seit 1859 Geschütze, deren Überlegenheit endgültig im Kriege 1870/71 zur Geltung kam.

Wesentlich für das Tiegelschmelzverfahren war die Einführung der Siemensschen Umschaltfeuerung, die 1862 zuerst in Leoben für Tiegelschmelzöfen zur Anwendung gelangt ist[2]).

Die ersten Stahlformgußstücke stellte im Jahre 1851 Jakob Mayer als Direktor des Bochumer Vereins und zwar aus dem Tiegel her. Auch diese Firma hat große Verdienste um die Entwickelung des Tiegelgußstahlverfahrens.

Über die Erfindung des Graphitzusatzes zur Tiegelmasse, den Huntsman nicht kannte, konnte der Verfasser nichts finden.

Bei der großen Bedeutung des Verfahrens überrascht die geringe Anteilziffer an der Gesamterzeugung des schmiedbaren Eisens, die im deutschen Zollgebiet nur 0,5% bei einer Jahreserzeugung von 99393 t (1913) betrug. In den Vereinigten Staaten waren es sogar nur 0,4% (1912).

Die Erzeugung an Elektrostahl ist in Deutschland nahezu gleich, in den Vereinigten Staaten macht sie allerdings noch nicht einmal den sechsten Teil der Tiegelstahlerzeugung aus.

---

[1]) Vgl. u. a. Becks Geschichte des Eisens IV, S. 185 und 351, V, S. 181. Stahl und Eisen, 1887, S. 531. Auch die Festschrift der Gußstahlfabrik Friedrich Krupp aus Anlaß ihres hundertjährigen Bestehens und mehrere Aufsätze in Stahl und Eisen, 1912, II.

[2]) Becks Geschichte des Eisens V, S. 185. Es geschah dies auf dem von Mayrschen Werke.

Der Bau und Betrieb der Tiegelschmelzereien.

Es handelt sich dabei um die Tiegel, die Vorwärm- und Schmelzöfen, die Gießvorrichtungen und die Weiterbehandlung.

Die Herstellung der Tiegel. (Vgl. Abb. 334.)

Sie hat eine außerordentliche Bedeutung. Beim Tiegelgußstahl, namentlich dem kohlenstoffärmeren, kommt eine sehr hohe Temperatur zur Geltung, die der Tiegel aushalten muß. Ein Tiegelbruch bringt namentlich bei hochwertigen Legierungen großen Verlust und unter allen Umständen eine Betriebsstörung, die bei schweren Güssen verhängnisvoll werden kann. Es muß mit peinlicher Sorgfalt darauf gesehen werden, daß ein Tiegel genau dem anderen gleicht. Man unterscheidet Koks- und Graphittiegel oder schlechtweg Ton- und Graphittiegel, je nachdem Koksmehl oder gemahlener Graphit als Magerungsmittel dem plastischen Ton beigemengt ist. Abgesehen davon dient auch Schamotte, Sand (seltener) und das Mahlgut von Tiegelscherben als Magerungsmittel. Ohne diese Magerungsmittel würde der Tiegel schon beim Trocknen reißen und zerbröckeln, genau im gleichen Sinne, wie es bei feuerfesten Steinen aus plastischem Ton geschehen würde. Schamotte ist nichts weiter als bei hoher Temperatur gebrannter Ton, dem alles Hydratwasser entzogen ist.

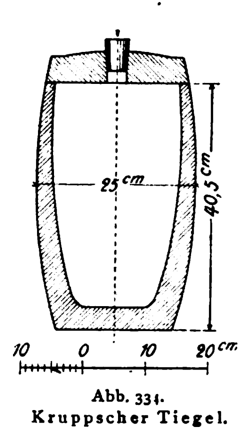


Abb. 334. Kruppscher Tiegel.

Die eigenartige schuppenförmige Gestalt des Graphitkorns spielt eine besondere Rolle. Abgesehen davon treten Koks und Graphit mit den Feuergasen und auch mit dem Einsatz in chemische Wechselwirkung, die bei Koks und Graphit verschieden ist.

Von dieser Wechselwirkung wird bei den chemischen Vorgängen die Rede sein. Hier sei nur gesagt, daß durch sie die Auswahl unter beiden bedingt wird. So kann bei dem niedriggekohlten Kanonenstahl nur der Graphittiegel in Frage kommen. Letzterer ist auch haltbarer und widerstandsfähiger gegen die hier verlangten hohen Temperaturen. Graphit ist natürlich viel teuerer als Koksmehl. Man wird also das Bestreben haben, mit Tontiegeln auszukommen, was bei den hochgekohlten Werkzeugstählen auch vielfach gelingt.

Es sollen die einzelnen Baustoffe der Tiegel der Reihe nach beschrieben werden:

a) Plastischer Ton wird durch seine Bindekraft gekennzeichnet. Klingenberg am Main, Hettenleidelheim in der Pfalz, Großalmerode in Hessen sind kennzeichnende Fundorte. Der Tonerdegehalt ist z. B. 36% in der wasserfreien Substanz (Krupp).

b) Schamotte ist totgebrannter Ton, der im ungebrannten Zustande nicht plastisch zu sein braucht. Es scheint aber eine Vorliebe für letzteren zu bestehen z. B. für blauen Ton. Das Brennen, auf das hier nicht eingegangen werden kann, wird in sehr verschiedener Weise ausgeführt. Der Tonerdegehalt ist z. B. = 41% (Krupp) [1].

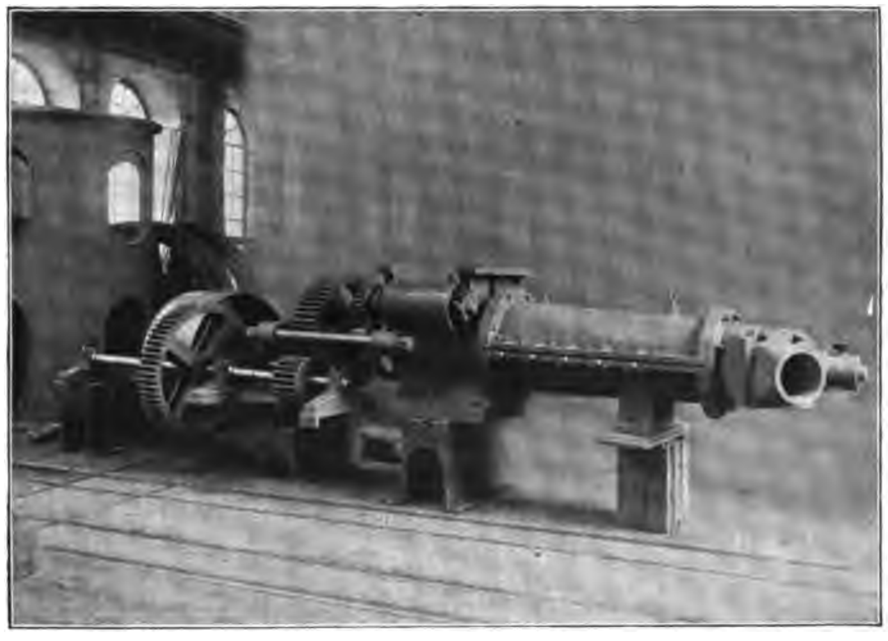


Abb. 335. Tonschneider (Strangpresse) zum Vorbereiten der Tiegelmasse, nach einer von der Maschinenfabrik Ed. Laeis & Co. in Trier zur Verfügung gestellten Abbildung. Der Tonschneider trägt seitlich aus und mischt bei 8—35 PS 2,5—7,5 cbm vorbereiteten Ton in 1 Stunde. Die Einfüllöffnung ist mit einer Speisewalze ausgestattet.

c) Tiegelscherben müssen vor dem Vermahlen von der anhaftenden Schlacke befreit werden. Manche Werke verwenden sie nicht, sondern geben sie an Stahlgießereien als Formmaterial ab.

d) Koksmehl (seltener Holzkohlenmehl) wird aus asche- und schwefelarmem, dichtem und gutgarem Koks hergestellt.

---

1) Die Literatur über Ton und Schamotte ist umfangreich. Es seien hier genannt:
Schnabel, Allgemeine Hüttenkunde, Berlin, Springer.
Bischof, Die feuerfesten Tone, Leipzig, Quandt & Heinel.
Segers gesammelte Schriften, Berlin NW, Tonindustrie.
Stoermer, Untersuchungsmethoden der Mat. i. d. Tonindustrie, Freiberg, Craz & Gerlach.
Wernicke, Fabrikation der feuerfesten Steine, Berlin, Springer.
Hütte für Eisenhüttenleute, Berlin, Ernst & Korn.
Analysen findet der Leser u. a. bei Schnabel, auch Stahl und Eisen, 1885, S. 181 und ebenda 1886, S. 696 und in der Hütte für Eisenhüttenleute, S. 599.

e) Graphit spielt eine sehr große Rolle. Als Fundorte kommen Ceylon (Stückgraphite mit 90—92 °/₀ C), Steiermark (75—78 °/₀ C), Passau und Böhmen (z. B. 68 °/₀ C) in Betracht. Auch gibt es italienischen und sibirischen Graphit. Graphit wird auch künstlich hergestellt.

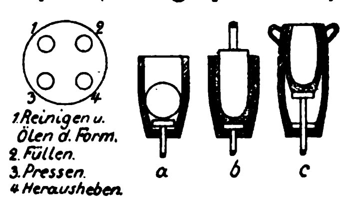


Abb. 336. Schematische Darstellung der Tiegelherstellung. Links ist die Drehscheibe mit den vier Arbeitsplätzen angedeutet. Rechts die drei Herstellungsstadien. Bei a ist die Tonkugel in die Nonne eingeworfen, bei b der Mönch niedergedrückt, bei c der Tiegel aus der Form ausgehoben und ihm dabei die Verjüngung nach oben gegeben.

Der Kohlenstoffgehalt allein ist nicht entscheidend. So wird z. B. der Passauer Graphit dem Steiermärker vorangestellt, obwohl er weniger Kohlenstoff enthält.

Der natürliche Graphit muß immer durch Schlämmen gereinigt werden. Vielfach genügt dies aber nicht, und es muß eine Behandlung mit Säuren eintreten. Er enthält immer Schwefel, der in den Tiegeleinsatz übergeht. Auf seine Verminderung muß durch Aufbereitung hingewirkt werden. Beim Vermahlen darf man nicht die

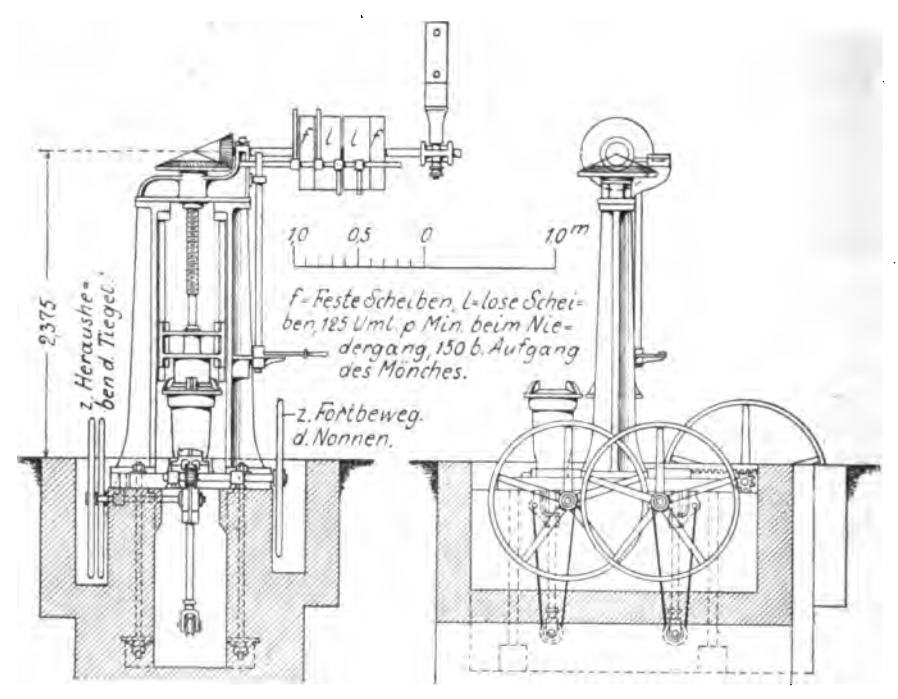


Abb. 337. Tiegelpresse der Firma Gustav Brinkmann in Witten. Während der Tiegel geformt wird, wird der zweite Preßtopf mit Ton gefüllt. Die Presse ist als Spindelpresse gebaut. Das Verschieben des Preßtopfes und das Herausheben des fertiggestellten Tiegels erfolgt durch Drehen eines Handrades. Tagesleistung 350—400 Tiegel. Die Bedienung erfolgt durch einen Mann und zwei jugendliche Arbeiter. Nach einer Zeichnung der genannten Firma.

Zerkleinerung zu weit treiben, damit nicht die Schuppenform des Korns verloren geht [1]).

Die Zerkleinerung der Tiegelbaustoffe geschieht zunächst durch Steinbrecher und Walzen, dann durch Kollergänge und Kugelmühlen. Welches von den beiden letztgenannten gewählt wird, hängt von den Umständen ab. Koks wird meist in der Kugelmühle, Graphit im Kollergange gemahlen. Alle Bestandteile müssen gut trocken sein, damit Klumpenbildung vermieden wird. Dies bedingt ein scharfes Trocknen des plastischen Tons und das Heizen der Lagerräume.

Man mischt die trockenen Bestandteile sorgfältig und sumpft sie dann in einem Betonbehälter mehrere Tage ein. Alsdann kommt die Masse in eine Strangpresse, in der sie durchgeknetet wird. (Abb. 335.) Von dem austretenden Strange wird Stück für Stück abgeschnitten, gewogen und in die metallene Tiegelform geworfen, um hier durch einen Stempel (Mönch) im Sinne der Abb. 336 geformt zu werden. Die Form steht oft auf einem Drehtisch. Ein Arbeiter wirft den Ton ein, ein zweiter preßt, ein dritter hebt aus und ein vierter ölt die Form ein.

In großen Tiegelfabriken wird alles maschinell ausgeführt, auch die Zuteilung der einzelnen Bestandteile. Krupp benutzt z. B. die Jochumsche Teilmaschine. Der Arbeiter kann dann nichts ändern. Das Mahlgut läuft aus den einzelnen Mühlen in richtigem Verhältnis einer Schneckenrinne zu.

Beispiele.

a) Schweden[2]) 84% grauer Ton, 14% weißer Ton; 2,4% Koks.
b) Oberschlesien[3]) S-Tiegel 45% Graphit.
   Passauer Tiegel 25% »
   Steiermärker Tiegel 25% »
c) Westfalen[3]) 9—17% Koks.
d) Unbekannt[4]) 37% Klingenberger Ton, 13% Quarz, 50% Ceylongraphit.
e) Ebenso[4]) 45% Großalmeroder Ton, 5% Sand, 50% Graphit.
f) Duisburg[5]) 25% Pfälzer Ton, 60% Pfälzer Schamotte, 15% Ceylongraphit.
g) Sheffield[5]) 5% Koks.
h) Steiermark[5]) 40 und 28% Graphit.
i) Rheinland[3]) 35% SiO_2, 30% Al_2O_3, 35% C.
k) England[6]) 36% weiße Porzellanerde; 37% Ton, 18% Töpferton, 9% Koks.
l) Ebenda[6]) 8% weiße Porzellanerde, 44% Ton; 44% Töpferton, 4% Koks.
m) Krupp (alte Tiegelmasse gereinigt) 43% SiO_2, 29% Al_2O_3, 28% C.

Andere Beispiele siehe in der Hütte für Eisenhüttenleute.

[1]) Die Literatur über Graphit ist recht dürftig. Der Leser findet einige Analysen in Stahl und Eisen, 1885, S. 181 und 1895, S. 4, die beide steirischen Graphit betreffen. Über Passauer Graphit siehe Stahl und Eisen, 1917, S. 697. Auch über Graphitersatz ist daselbst berichtet. Das Schlämmen des Graphits und die Reinigung mit Hilfe von Ölen und Säuren ist in der Gießereizeitung, 1908, S. 175, ausführlich beschrieben.

[2]) Stahl und Eisen, 1888, S. 340.

[3]) Nach Reisenotizen des Verfassers.

[4]) Gießereizeitung, 1908, S. 175.

[5]) Stahl und Eisen, 1886, S. 695.

[6]) Stahl und Eisen, 1899, S. 871.

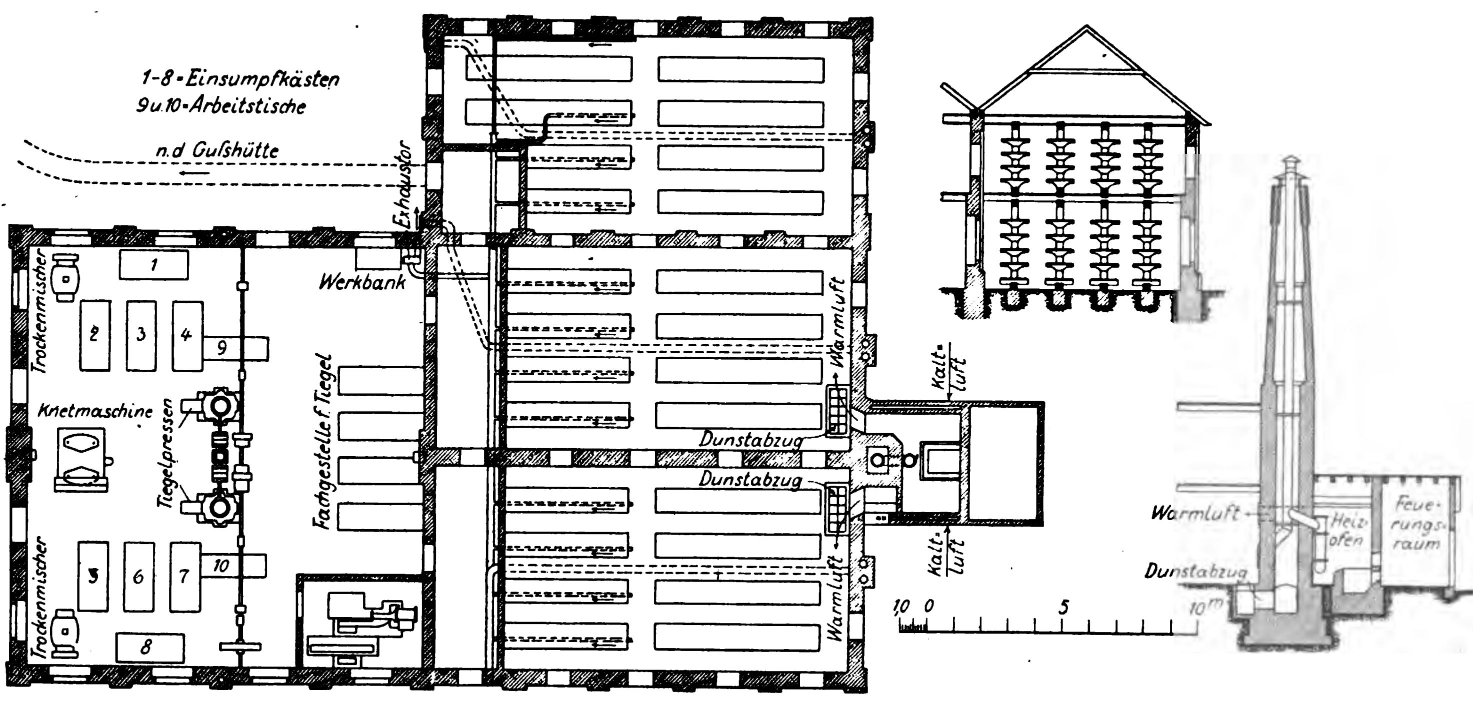


Abb. 338. Tiegelfabrik einer steirischen Gußstahlhütte (Böhler). Rechts sieht man einen Schnitt durch den Trockenraum und die Anordnung der Heizung und Ventilation. Vgl. Stahl und Eisen, 1895, S. 1 (Ledebur).

Das Gewicht eines Tiegels verringert sich beim Trocknen um etwa 15%. Es beträgt in diesem Zustande etwa 50% vom Einsatz.

Die Tiegel müssen nunmehr sorgfältig getrocknet werden, das meist ein bis zwei Monate erfordert. Bei Krupp (4500 Tiegel täglich) gelangen z. B. die Tiegel zuerst in das Obergeschoß und bleiben hier bei 27° zwei Wochen, werden aber öfter umgesetzt, dann gelangen sie in den unteren Raum, wo sie bei 45° mindestens vier Wochen bleiben. Der geringste Zugwind kann verderblich werden, anderseits ist gute Ventilation erforderlich. Die Heizung geschieht im Sinne einer Luftheizung[1]). (Abb. 338.)

Andere Werke lassen die Temperatur bis auf 55° steigen. In Schweden trocknet man erst bei 20—30°, dann bei 50—70° und braucht mindestens drei Monate. Unbedingt erforderlich ist es, daß man mit niedriger Temperatur beginnt.

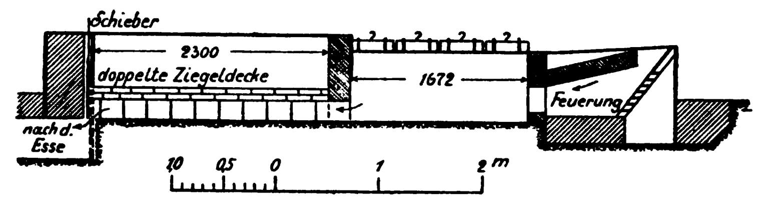


Abb. 339. Vorwärmofen für Tiegel auf dem Gußstahlwerk der Firma Gebrüder Böhler in Kapfenberg. Die Tiegel gelangen zuerst in die offene Grube links, dann in den geschlossenen Raum rechts. Die Feuerung geschieht mit Braunkohlen. Zum Schmelzen und Vorwärmen werden zusammen 2,25 t Braunkohlen für 1 t Einsatz gebraucht. (Vgl. Stahl und Eisen, 1895, S. 1.)

Das Vorwärmen (Brennen) der Tiegel.

Es ist sehr wichtig. Ein Tiegel, der unmittelbar in Schmelzhitze eingeführt würde, würde reißen.

Man kann das Vorwärmen in besonderen Öfen oder auch im Schmelzofen selbst ausführen. Im letzteren Falle wird allerdings der fortlaufende Schmelzbetrieb auf Kosten der Erzeugungsmenge unterbrochen.

Es geschieht vor oder nach dem Beschicken der Tiegel. Das letztere muß bei Überflurschmelzöfen (siehe weiter unten) geschehen, weil diese nicht genügend von oben her zugänglich sind.

Die Vorwärmöfen gleichen den mit Kohle gefeuerten Gießereiflammöfen. Man wendet aber auch Gasfeuerung an. Man kann auch mechanisch betriebene Kanalöfen anwenden, um die Temperatur ganz langsam zu steigern, worauf viel ankommt. So fand der Verfasser auf einem westfälischen Werke, daß die vorher beschickten Tiegel mit 40° eingesetzt und innerhalb acht Stunden auf Hellrotglut (900°) gebracht wurden; dann kamen sie in den Schmelzofen.

[1]) Eine solche Luftheizung beschreibt Ledebur, Stahl und Eisen, 1895, S. 1.

Auf einem oberschlesischen Werke brauchte man fünf Stunden, um die leeren Tiegel im Vorwärmofen auf Rotglut zu bringen. Sie wurden dann in den Schmelzofen (Unterflurofen) übergeführt, hier innerhalb zehn Minuten auf Weißglut gebracht und erst dann mit Hilfe eines Blechtrichters beschickt. Auf einem anderen oberschlesischen Werke wurden die beschickten Tiegel im Schmelzofen (Überflurofen) selbst vorgewärmt.

Bei koksgeheizten Schmelzöfen wärmt man die Tiegel in der Nacht zuvor an (Sheffield).

In Schweden setzt man die leeren Tiegel in gasgeheizte Unterfluröfen ein, bringt sie in 18 Stunden auf Rotglut, trägt dann etwas Mahlgut von alten Tiegeln ein, steigert die Temperatur, bis dies sintert und beschickt erst dann, um das Schmelzen beginnen zu lassen.

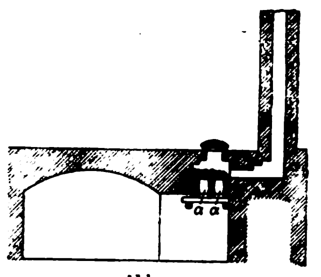


Abb. 340.
Schematische Darstellung eines Tiegelofens mit Koksfeuerung.
a = Tiegel.

Die Schmelzöfen.

Man hat mit Koks und mit Gas geheizte Öfen. Die ersteren gelten als veraltet, da sie zu teuer arbeiten [1]). (Abb. 340.) Sie können bei gutem Koks und Essenzug oder Unterwind zwar zeitweise höhere Temperatur liefern wie die gasgeheizten Öfen, aber diese nimmt beim Herunterbrennen des Koks ab und begrenzt dadurch die Garungszeit. Solche Öfen sind heute noch in Sheffield [2]) bei der Erzeugung hochgekohlter Werkzeugstähle in Anwendung. Für Konstruktions- und Geschützstahl kommen sie nicht in Frage. Gasgeheizte Öfen arbeiten immer mit Umschaltfeuerung, meist mit Gas- und Luftkammern, seltener nur mit Luftkammern bei unmittelbar eingebauten Gaserzeugern (Siemensfeuerung). Wichtig ist, daß der Raum unter der Herdsohle frei ist, damit bei einem Tiegelbruch nicht der Stahl in die Kammern fließt.

Man hat Unterflur- und Überfluröfen. Erstere sind die älteren, haben sich aber mit gutem Erfolg bis auf den heutigen Tag behauptet, obwohl sie etwas teurer arbeiten und das Ausheben der Tiegel eine sehr schwere Arbeit ist.

Die Überfluröfen sollen zuerst in Österreich angewendet sein [3]). Sie werden bei größeren Erzeugungsmengen angewendet (Krupp) und arbeiten dann viel billiger als die Unterfluröfen.

Die Abb. 341—350 geben einen Einblick in die Konstruktion.

---

[1]) Vgl. die Selbstkostenrechnung für Stahlformguß bei Wolf in Bukau Stahl und Eisen, 1914, S. 1424.

[2]) Vgl. das Literaturverzeichnis. Neuerdings hat man auch in England gasgefeuerte Schmelzöfen (Siemensfeuerung, vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1636).

[3]) Stahl und Eisen, 1891, S. 451.

Unterfluröfen mit nicht mehr als 18 Tiegeln und einer Kammeranordnung im Sinne der schematischen Abb. 342 sollen sich am besten

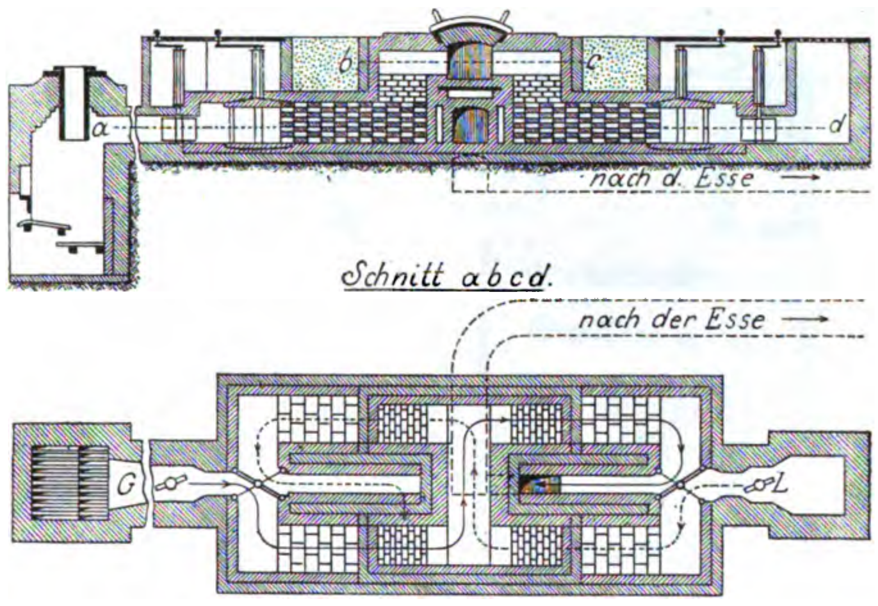


Abb. 341. Unterflurtiegelofen mit Halbgasfeuerung (Koks), bei Vorwärmung der Verbrennungsluft L (punktierte Linie) im Sinne der Umschaltfeuerung. Aus Ledeburs Handbuch der Eisengießerei.

bewährt haben. Dies gilt gerade, wenn eine verhältnismäßig kurzflammige Kohle in alten Gaserzeugern ohne Unterwind vergast wird. Eine lange Flamme würde garnicht ausgenutzt werden.

Das Gewölbe besteht aus einzelnen nebeneinanderliegenden Bögen, die leicht abgehoben werden können, um die Tiegel zu beschicken, den Schmelzfluß zu untersuchen, gegebenenfalls nachzusetzen und die Tiegel auszuheben. Um die letztere Arbeit auszuführen, tritt der Arbeiter mit von Wasser triefenden langärmlichen Handschuhen und einem ebensolchen Schurzfell an den Ofen heran. Diese Arbeit erfordert außergewöhnliche Kraft und Ausdauer.

Abb. 342. Schematische Darstellung der Anordnung der gemeinsam für drei Schmelzräume dienenden Gas- und Luftspeicher G und L bei einem Unterflurtiegelschmelzofen.

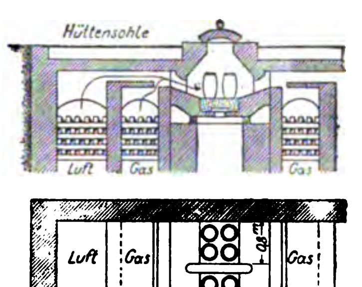


Abb. 343. Unterflurtiegelschmelzofen mit Umschaltfeuerung gewöhnlicher Bauart. Ein solcher Ofen, gebaut von Poetter, ist in Stahl und Eisen, 1914, S. 1635, dargestellt und beschrieben.

Überfluröfen sind den Martinöfen nachgebildet, haben aber parallel angeordnete Züge. Die Sohle besteht aus Dinasziegeln, darauf

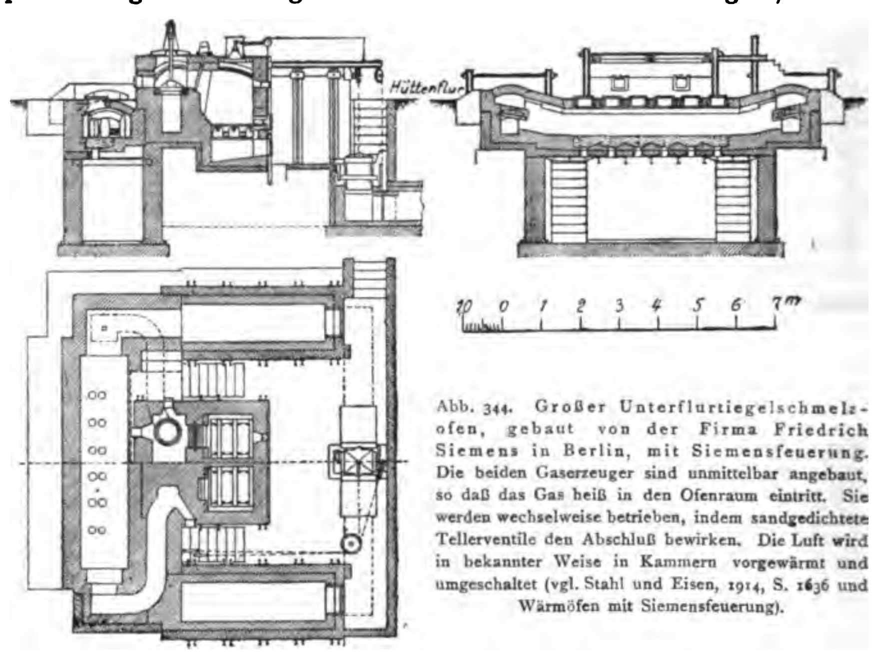


Abb. 344. **Großer Unterflurtiegelschmelzofen, gebaut von der Firma Friedrich Siemens in Berlin, mit Siemensfeuerung.** Die beiden Gaserzeuger sind unmittelbar angebaut, so daß das Gas heiß in den Ofenraum eintritt. Sie werden wechselweise betrieben, indem sandgedichtete Tellerventile den Abschluß bewirken. Die Luft wird in bekannter Weise in Kammern vorgewärmt und umgeschaltet (vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1636 und Wärmöfen mit Siemensfeuerung).

Quarzsand, darauf Koksmehl mit Graphit gemischt. Auch sie soll man nicht zu groß wählen, um überall gleiche Temperatur zu haben (nicht mehr als 36 Tiegel gewöhnlichen Fassungsvermögens). Man soll auch den Ofenraum nicht zu hoch machen, weil dann die Deckel festschmelzen [1]). Im Gewölbe muß man Löcher vorsehen, um jeden einzelnen Tiegel mit dem Eisenstabe, der durch das Deckelloch geführt wird, untersuchen zu können.

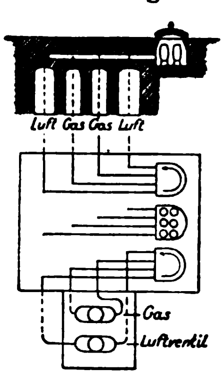


Abb. 345. **Unterflurtiegelofen mit Hufeisenflamme**, die angewendet ist, um die Flammenwärme besser auszunutzen. (Versuch.) Die Gas- und Luftzuführung erfolgt im Sinne der unten gegebenen schematischen Darstellung.

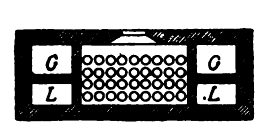


Abb. 346. Schematische Darstellung eines **Überflurtiegelschmelzofens für 36 Tiegel**, aus der die eigenartige Anordnung der Kammern G und L (hintereinander, statt nebeneinander) hervorgeht.

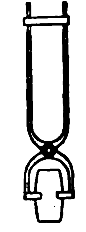


Abb. 347. **Tiegelzange**, wie sie beim Unterflurtiegelofen angewendet wird.

[1]) Nach einer Reisenotiz des Verfassers.

Die Tiegel werden mit einer Laufrollenzange mit sehr langem Stiel ein- und ausgesetzt. (Abb. 348.)

Überfluröfen erfordern langflammig brennende Gase.

Man arbeitet bei Tiegelschmelzöfen mit reduzierender oder wenigstens luftarmer Flamme.

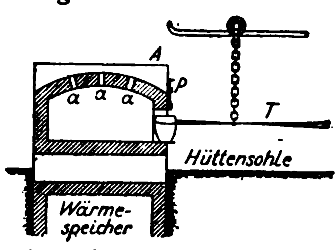


Abb. 348. Schematische Darstellung eines Überflurtiegelschmelzofens und seiner Bedienung. Die Öffnungen *a* geben die Möglichkeit den Tiegelinhalt durch eingeführte Eisenstangen auf Gare zu untersuchen.

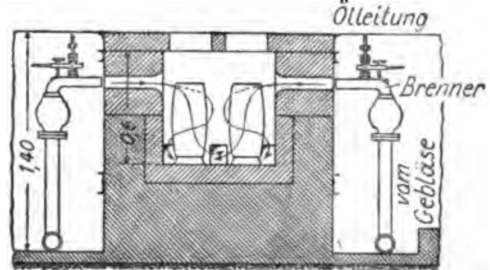
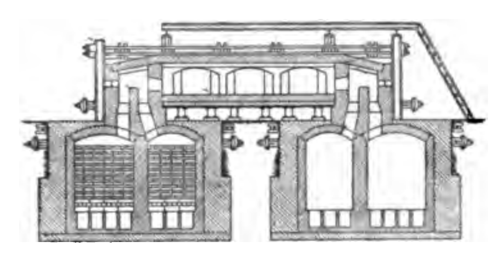
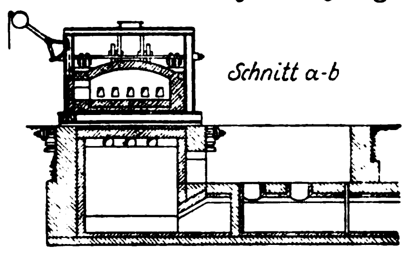


Abb. 349. Tiegelschmelzofen, mit Teeröl wechselweise von rechts und links betrieben (gebaut von Ernst Lochner in Jena). Er faßt 4 Tiegel mit je 65 kg Einsatz und verbraucht in 10 Stunden bei 6 Schmelzen 210 kg Teeröl (vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 774).

Das Fassungsvermögen der Tiegel und die Tageserzeugung.

Das Fassungsvermögen der Tiegel schwankt zwischen 25 und 150 kg.





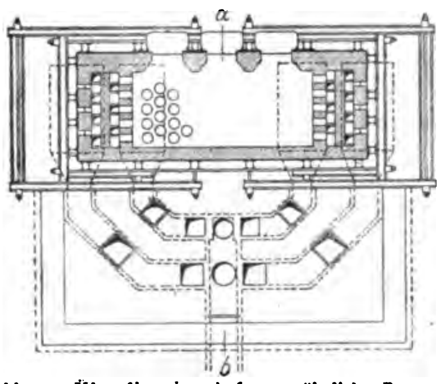


Abb. 350. Überflurtiegelofen gewöhnlicher Bauart, gebaut von Poetter in Düsseldorf. Gas und Luft mischen sich in besonderen Verbrennungsräumen. Ein Laufgang über dem Gewölbe ermöglicht die Untersuchung auf »Gase«.

Meist wird es 40—45 kg sein. Letzterer Wert gilt für Krupp. In Sheffield sind es 17—23 kg, in Schweden 25 kg. Wenn ein Unterflurofen 18 Tiegel mit je 45 kg Einsatz faßt und die Schmelze 4—5 Stunden erfordert, so hat man in 24 Stunden 5 Schmelzen mit je 810 kg = 4,050 t Tiegelgußstahl.

Kohlen- und Tiegelverbrauch.

Bei Koksfeuerung muß man je nach dem Stande der Ausnutzung der Abgase zum Vor-

wärmen mit 150—400 % Brennstoffverbrauch rechnen [1]). Bei Unterflur-öfen mit Gasfeuerung braucht man einschließlich der Tiegelvorwärmung 175—200 % Steinkohlen [2]). Zum Schmelzen allein 120 % Steinkohle oder 200—400 % Braunkohle [3]).

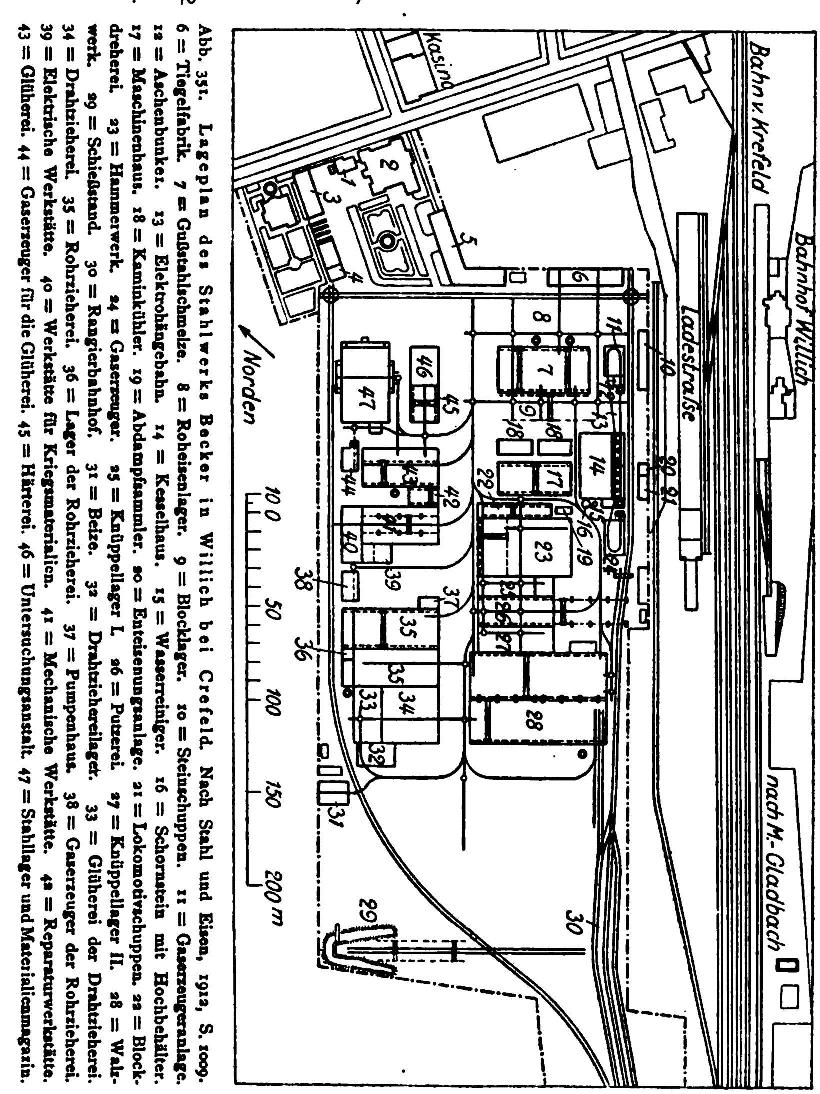


Abb. 351. Lageplan des Stahlwerks Becker in Willich bei Crefeld. Nach Stahl und Eisen, 1912, S. 1009. 6 = Tiegelfabrik. 7 = Gußstahlschmelze. 8 = Roheisenlager. 9 = Blocklager. 10 = Steinschuppen. 11 = Gaserzeugeranlage. 12 = Aschenbunker. 13 = Elektrohängebahn. 14 = Kesselhaus. 15 = Wasserreiniger. 16 = Schornstein mit Hochbehälter. 17 = Maschinenhaus. 18 = Kaminkühler. 19 = Abdampfsammler. 20 = Enteisenungsanlage. 21 = Lokomotivschuppen. 22 = Blockdreherei. 23 = Hammerwerk. 24 = Gaserzeuger. 25 = Knüppellager I. 26 = Putzerei. 27 = Knüppellager II. 28 = Walzwerk. 29 = Schießstand. 30 = Rangierbahnhof. 31 = Beize. 32 = Drahtziehereilager. 33 = Glüherei der Drahtzieherei. 34 = Drahtzieherei. 35 = Rohrzieherei. 36 = Lager der Rohrzieherei. 37 = Pumpenhaus. 38 = Gaserzeuger der Rohrzieherei. 39 = Elektrische Werkstätte. 40 = Werkstätte für Kriegsmaterialien. 41 = Mechanische Werkstätte. 42 = Reparaturwerkstätte. 43 = Glüherei. 44 = Gaserzeuger für die Glüherei. 45 = Härterei. 46 = Untersuchungsanstalt. 47 = Stahllager und Materialienmagazin.

---

1) Bei Wolf in Bukau 36 M Kokskosten für 1 t Stahl (Stahl und Eisen, 1914, S. 1424).
2) Nach Thallner.
3) Nach Pötter, Stahl und Eisen, 1914, S. 1634. An anderer Stelle werden 225 % Leobener Braunkohle angegeben.

Überfluröfen brauchen weniger Kohle. Die Wärmeausnutzung ist aber durchweg bei Tiegelöfen schlecht.

Ölfeuerung[1]) ist auch versucht, scheint aber nur bei kleinen Erzeugungsmengen und zeitweisem Betrieb in Frage zu kommen (vgl. Abb. 349 und auch Mitisguß S. 517).

Die elektrische Heizung ist zweifellos durchführbar und zwar im Sinne der reinen Widerstandsheizung. Ein solcher Ofen ist auch von Girod gebaut[2]). Man hat aber niemals von einer Anwendung gehört.

Der Verbrauch an Tiegeln spielt bei der Selbstkostenrechnung eine sehr große Rolle. Die Tiegelkosten werden oft nahezu die Hälfte der anderen Ausgaben, einschließlich des Einsatzes betragen. Es kommt darauf an, wie oft man einen Tiegel gebrauchen kann.

Krupp verwendet seine Tiegel nur einmal. Dasselbe fand der Verfasser auf einem oberschlesischem Werke. Bei weniger schwieriger Erzeugung wird man im allgemeinen mit drei bis vier Güssen aus einem Tiegel rechnen können. Man beschickt dann in der Folge den Tiegel mit einer kleineren Einsatzmenge, weil der Tiegel in der Schlackenzone stark angegriffen wird: z. B. 22,7; 20; 17,2 kg beim englischen Gußstahl. Hier halten die Tiegel einen Tag. Es werden täglich drei Schmelzen gemacht.

Abb. 351 gibt den Lageplan eines Tiegelwerks wieder.

Der Tiegeleinsatz.

Er ist naturgemäß sehr verschieden. Von sehr einschneidender Bedeutung ist der Grad der Reinheit. Beim P- und S-Gehalt rechnet man bisweilen mit $^{1}/_{1000}$ Prozent.

Huntsman verwendete einen Einsatz aus reinem schwedischen Zementstahl und brauchte dabei nichts zu tun, um den Kohlenstoffgehalt zu erhöhen oder zu erniedrigen.

Will man dies tun, so kann man im ersten Falle zweimal zementieren und im letzten Falle reines Frischherdeisen[3]) zusetzen.

Ursprünglich konnte man nur aus Schweden oder Steiermark geeignetes Einsatzmaterial beziehen. Das erstere wurde auch nach England und Deutschland ausgeführt und hat sich bis auf den heutigen Tag behauptet, wenn es gilt, die höchsten Anforderungen zu erfüllen. Allerdings lernte man im Bergischen Lande auch bald den einheimischen Puddelstahl heranzuziehen. Die Firma Krupp, die anfangs auch zementierte (Münzstempel und Gerberwerkzeuge), gründete ihre Geschützstahlerzeugung auf die Anwendung eines sehr reinen Puddelstahls, den sie selbst aus einem manganarmen, im Kokshochofen erzeugten Roheisen herstellte.

---

[1]) Tiegelgußstahl in Milwaukee, Stahl und Eisen, 1914, S. 366. Der Ölverbrauch beträgt 100% bei Schalenfeuerung.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1904, S. 769.

[3]) Es wird Schwedisches Wallon-Lancashire-Franchecomté-Hufnageleisen genannt, um die Art des in Schweden geübten Frischherdbetriebes anzudeuten.

Neuerdings verwendet sie größtenteils ein im Martinofen, lediglich aus Roheisen und reinstem Eisenerz erzeugtes Flußeisen. Die Schmelzdauer ist dabei sehr lang, oft bis zu 15 Stunden.

Handelt es sich um weniger peinliche Vorschriften, so findet man zuweilen nur reinsten Schrott z. B. Lochputzen von hochwertigen weichen Blechen und schwedisches Holzkohlenroheisen. Das letztere dient zur Erhöhung des C-Gehalts.

Man kann auch unmittelbar kohlen, u. a. durch Zugabe von Briketts aus Retortenkohle, die mit sehr reinen Eisenspänen beschwert sind. Aber dies soll man als Notbehelf ansehen.

Ni, Cr, Wo, Mo, Va, Co werden durch die entsprechenden Eisenlegierungen oder als Reinmetalle eingeführt. Abgesehen davon kommt Ferromangan und Spiegeleisen zur Anwendung, wenn man den Mangangehalt, und Ferrosilizium, wenn man den Siliziumgehalt heben will. Allerdings gehen bei diesen beiden Elementen besondere Reaktionen einher, die das rechnerische Ergebnis abändern. Von diesen werden wir noch hören. Man gibt Glas oder Hochofenschlacke zu, um eine Schlacke zu haben. Setzt man statt des Spiegeleisens Braunstein, so genügt die Gangart, um eine solche zu bilden.

Zahlentafel. Einsatzmaterial[1]).

	C	Mn	Si	P	S	Cu	As
1. Schwedisches sog. Walloneisen . .	0,33	0,14	0,08	0,005	Spur	0,008	—
2. » » Lancashireeisen	0,04	0,07	0,012	0,012	0,003	0,017	0,044
3. » » Franchecomté-eisen	0,06	0,08	0,02	0,011	0,004	0,023	—
4. Schwedische Hufnagelabfälle . . .	0,041	0,08	0,017	0,03	0,008	0,021	—
5. Steirischer Puddelstahl	0,86	0,25	0,20	0,022	0,006	0,016	—
6. » Herdfrischstahl	0,79	0,18	0,10	0,008	Spur	Spur	—
7. » »	1,56	0,26	0,16	0,005	»	»	—
8. » »	—	—	—	0,010–0,019	—	—	—
9. » Puddelstahl	—	—	—	0,018–0,022	—	—	—
10. Zementstahl, wahrscheinlich schwedischen Ursprungs	1,01–1,51	—	—	—	—	—	—

Natriumbikarbonat oder Ammoniumkarbonat wird bisweilen gesetzt, um durch das entweichende CO_2 auf gute Mischung hinzuwirken.

Frischeisen, Frischstahl, Zementstahl, Puddelstahl setzt man in etwa 100 mm langen Stücken von 1" Quadrat, unter Sortierung nach dem

[1]) Nr. 1—7 und 10 nach Stahl und Eisen, 1899, S. 914, Nr. 8 und 9 nach Stahl und Eisen, 1895, S. 1.



Bruch ein. Martinflußeisen auch in zuckerhutähnlichen Blöckchen, die sich der Tiegelform anpassen. Schwedisches Roheisen auch in Gestalt von Granalien. Zementstahl enthält viel Gase. Bei hohen Anteilziffern muß man länger abstehen lassen.

Die Auswahl der Tiegelgattung. Sie ist eng mit den chemischen Austauschvorgängen verknüpft. Es sei hier nur erwähnt, daß in Kokstiegeln sich eine Verminderung des C-Gehalts des Einsatzes zeigt, Graphittiegel mit geringerem C-Gehalt lassen ihn auf ungefähr gleicher Höhe und Graphittiegel mit hohem C-Gehalt wirken auf eine beträchtliche Zunahme. Will man die letztere vermeiden, und doch die Vorteile des hohen Graphitgehalts haben, so muß man den Tiegeln ein inneres Kleid aus C ärmerer Masse geben z. B. außen 45 % Graphit, innen 25 % Graphit. Diese Maßnahme gilt, wenn man edlen Konstruktionsstahl erzeugen will.

Kokstiegel kann man nur bei Stahl verwenden, der hohen C, Mn und Si-Gehalt hat; im Allgemeinen bei Werkzeugstahl mit über 1 % C. Andernfalls erhält man blasige Güsse.

In Schweden, Steiermark und bei Krupp braucht man nur Graphittiegel. Der engliche Werkzeugstahl wird allerdings im Kokstiegel erzeugt. Dasselbe gilt auch vielfach vom deutschem Werkzeugstahl.

Schmelzvorgänge.

Zementstahl muß bei höherer Temperatur geschmolzen werden, sonst erhält man zu grobes Gefüge.

Sehr wichtig ist es, der Übermüdung Herr zu werden. Man darf nicht zu lange schmelzen, auch nicht stark überhitzen, auch nicht zu oft umschmelzen (Thallner). Man unterscheidet 3 Perioden: Das Schmelzen, Kochen und Abstehenlassen. Soeben geschmolzener Stahl ist ruhig und sieht wie Quecksilber aus, nur etwas bläulicher. So gegossener Stahl hat aber grobkörniges Bruchgefüge und ist deshalb nicht gut.

Das Kochen geschieht infolge Austretens von Gasen. Der Stahl steigt beim Guß. Lüftet man den Deckel, so läuft die Schlacke von selbst über. Dieses Kochen währt 10—30 Minuten; danach tritt wieder Ruhe ein. Man muß aber vor dem Guß noch abstehen lassen, sonst erhält man blasige Güsse. Dies nennt der Engländer »to kill«.

Es ist eben ein Vorzug des Tiegelschmelzens, daß man dies Abstehenlassen in aller Ruhe ausführen kann, ohne ein Einfrieren und Einwandern von Sauerstoff befürchten zu müssen. In der Birne oder im Martinofen ist dies entweder garnicht oder nicht so gut möglich. So vergossener Tiegelstahl ist dicht und hat feinkörniges Gefüge.

Die Schmelzzeiten sind verschieden. In England macht man 3 Schmelzen in der Schicht.

In Schweden gibt man, bevor der Einsatz völlig geschmolzen ist, soviel Spiegeleisen und Ferromangan ein, daß der Mn-Gehalt rechnerisch

0,2 % beträgt und gießt dann 4 Stunden später, wenn eine durch das Deckelloch geführte Eisenstange nur noch Schlackenansatz zeigt. Dies letztere wird allgemein geübt. Vor dem Herausheben des Tiegels muß die Schmelze vollständig ruhig und die Schlacke hell und dünnflüssig sein. Im Allgemeinen wird man mit 4—5 Stunden Schmelzzeit einschließlich des Kochens und Abstehens rechnen können.

Das Gießen.

Man muß die Inhalte von vielen Tiegeln vereinen und tut dies durch planmäßiges Ausgießen in eine Rinne derart, daß niemals der Strahl abreißt (Krupp) oder durch Füllen einer Stopfenpfanne oder auch (auf einem westfälischen Werke) durch Eingießen in den Herdraum eines sauren Martinofens, der eine dichtschließende Schlackendecke erhält.

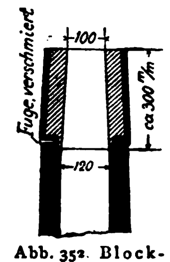
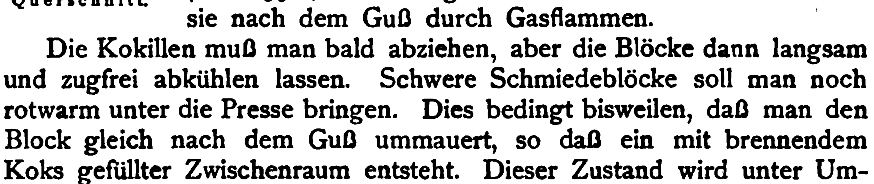


Abb. 352. Blockform mit aufgesetzter Haube von kreisrundem Querschnitt.

Man gießt, da es sich fast immer um harten Stahl handelt, fallend und bevorzugt den kreisrunden Querschnitt auch bei Schmiedeblöcken, der sich hier besser bewährt haben soll wie polygonaler Querschnitt. Man benutzt auch die S. 467 abgebildeten Sackkokillen.

Um den verlorenen Kopf heiß zu halten, gibt man Aufsätze aus Schamotte, die mit den Tiegeln zusammen geformt, getrocknet und vorgewärmt werden (Hauben). (Abb. 352.) Bei sehr großen Schmiedeblöcken heizt man sie nach dem Guß durch Gasflammen.


Die Kokillen muß man bald abziehen, aber die Blöcke dann langsam und zugfrei abkühlen lassen. Schwere Schmiedeblöcke soll man noch rotwarm unter die Presse bringen. Dies bedingt bisweilen, daß man den Block gleich nach dem Guß ummauert, so daß ein mit brennendem Koks gefüllter Zwischenraum entsteht. Dieser Zustand wird unter Umständen monatelang durchgeführt.

Blöcke für Werkzeugstahl muß man sorgfältig untersuchen, mit Meißeln nachputzen und in einen kalten Ofen zum Vorwärmen einsetzen. Der runde Querschnitt erleichtert ein Überdrehen oder Überfräsen. Harten Stahl darf man nicht in einen heißen Ofen bringen, sonst hat man Risse zu befürchten.

Im übrigen sei auf die Ausführungen über Schmiedeblöcke S. 461 verwiesen.


Veredeln von Martinstahl in Tiegeln.

Dies geschieht z. B. bei Werkzeugstahl, indem man den vollständig abstichreifen Stahl in vorgewärmte Tiegel abfängt. In diese sind zuvor die hochvorgewärmten Legierungen eingesetzt. Die Tiegel bleiben dann nur kurze Zeit z. B. 20 Minuten im Tiegelschmelzofen, um die Vermischung und das Abstehen durchzuführen.

Nach Thallner[1]), dem die Bismarckhütter Erfahrungen zur Verfügung standen, muß der Martinofeneinsatz in diesem Falle aus reinstem z. B. schwedischem Material bestehen, und die Schmelze sehr sorgfältig und langsam geführt werden. Dadurch wird der Selbstkostenvorsprung stark verringert und ist nicht groß genug, um die Gefahr aufzuwiegen, daß der Stahl doch nicht so gut und gleichmäßig ausfällt wie im Tiegel, wo man vorher genau sortieren und den C-Gehalt besser beherrschen kann. Viel besser ist es, wenn es sich nicht um erstklassigen Stahl handelt, den Martinofen oder auch die saure Windfrischbirne allein zur Erzeugung anzuwenden.

Die chemischen Vorgänge.

Die Veränderung der chemischen Zusammensetzung des Einsatzgutes ist zwar nicht bedeutend, muß uns aber eingehend beschäftigen. Es handelt sich im wesentlichen nur um C, Si, Mn. Eine kleine Zunahme des S kommt möglicherweise in Betracht, wenn der Ton und Graphit nicht schwefelfrei ist. Der S-Gehalt des letzteren schwankt zwischen 0,03 und 0,2 %. Auch die Feuergase können den Schwefelgehalt etwas erhöhen (vgl. weiter unten).

P und ebenso Cu erfahren keine Veränderung im Tiegel.

Ehe die genannten drei chemischen Körper der Reihe nach durchgesprochen werden, sei folgendes vorausgeschickt:

Obwohl Luft und Feuergase abgesperrt sind, finden doch regelrechte Frischvorgänge statt und äußern sich im Kochen des Stahls, das auf entweichendes CO zurückzuführen ist. Auch kann man einen solchen Vorgang daran erkennen, daß die Eisenbegleiter, wenn auch vorübergehend, eine Abnahme erfahren, und daß die Schlacke Eisen- und Manganoxydul aufnimmt. Zum Teil wird allerdings dieser Frischvorgang durch ein Einfließen von C und Si aus der Tiegelwand, auch gegebenenfalls von Mn aus dem Braunstein, verschleiert.

Dieser Frischvorgang beruht darauf, daß Luft die Zwischenräume des Einsatzes ausfüllt, daß die Feuergase, welche O, Wasserdampf und CO_2 enthalten, die Tiegelwand durchdringen, und daß die Einsatzbestandteile Rost und Glühspan einführen. Wird Braunstein gesetzt, so ist eine weitere Sauerstoffquelle gegeben.

Soll Erfolg bestehen, so muß dieser Frischvorgang eingeschränkt werden und während des Abstehens völlig aufhören. Dies gelingt nur, wenn Kohlenstoff in die Tiegelwand eingebettet wird, um die Reaktionen

$$O + C = CO$$
$$H_2O + C = H_2 + CO$$
$$CO_2 + C = 2\ CO$$

vor sich gehen zu lassen.

[1]) Stahl und Eisen, 1899, S. 914.

Wenn man sich vorstellt, daß erhitzte unglasierte Ton- und Porzellangefäße die Luft derart durchlassen, daß es unmöglich ist, eine reduzierende Atmosphäre in ihnen herzustellen, so wird man dies verstehen. Auch der Erfahrungssatz, daß man bei Tiegelschmelzöfen mit reduzierender Flamme oder wenigstens ohne Luftüberschuß arbeiten soll, findet in dieser Weise seine Erklärung.

Nach dem Schmelzen tritt eine Höhererwärmung ein und führt zu einer Glasur; dadurch wird es ermöglicht, jeden Frischvorgang während des Abstehens auszuschließen[1]). Es können dann in aller Ruhe die Erzeugnisse der Desoxydation, seien es Gase oder schlackengebende Körper, abgeschieden werden. Dieses ungestörte Abstehen hat große Bedeutung. Kein anderes Verfahren kann es hier gleichtun, auch nicht der elektrische Ofen.

Es besteht ein Unterschied, wenn man Koksmehl oder Graphit in die Tiegelwand einbettet. Der letztere ist schwerverbrennlich und hält die ganze Schmelze hindurch aus, was beim Koks nicht in gleichem Maße der Fall ist. Dies geht schon daraus hervor, daß Kokstiegel durch das Vorwärmen weiß werden. Die Koksteile sind verbrannt. Es besteht die Erfahrung, daß nur Graphittiegel in schwierigen Fällen d. h. bei kohlenstoffarmem Stahl, der zum Unruhigwerden besonders neigt, anwendbar sind. Wäre dem nicht so, würde man zweifellos den viel billigeren Kokstiegel überall anwenden.

Der Kohlenstoffgehalt erfährt zunächst eine Abnahme, dann aber, wenn die Eisensauerstoffverbindungen aufgebraucht sind, eine Zunahme aus der Tiegelwand, die abhängig von der Tiegelgattung und anderen Umständen ist. Bei Kokstiegeln reicht sie nicht aus, um die Abnahme auszugleichen, bei Graphittiegeln mit 20—28 % C ist Ab- und Zunahme ziemlich gleich. Bei Graphittiegeln mit höherem Graphitgehalt findet meist eine Zunahme von bis zu + 0,2 % statt. Ein höherer Mn-Gehalt wie 0,2 % begünstigt die Aufnahme. Bei Setzen von Ferromangan oder Spiegeleisen, von dessen Einfluß wir beim Mangan hören werden, kann die Zunahme bis + 0,6 % betragen. Eine lange Schmelzdauer begünstigt ebenfalls die C-Aufnahme, ebenso ein geringer C-Gehalt des Einsatzes.

Der Siliziumgehalt erfährt naturgemäß eine Abnahme, aber diese kommt garnicht in Erscheinung, weil bei der Berührung des Eisens mit dem SiO_2 der Tiegelwand der Kohlenstoff der letzteren reduzierend einwirkt.

$$SiO_2 + 2\,C + Fe = SiFe + 2\,CO.$$

Diese Siliziumzunahme (im Kokstiegel ist sie nicht beobachtet) ist unter gleichen Verhältnissen um so größer, je höher gekohlt der Stahl

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1888, S. 595 (Siegfried Stein).

und je höher der Graphitgehalt der Tiegelmasse ist[1]). Das letztere ist ohne weiteres verständlich, das erstere wird dadurch erklärt, daß die oxydierenden Einflüsse der Si-Aufnahme entgegenwirken. Sie werden durch den hohen C-Gehalt gedämpft. Ein höherer Mangangehalt im Einsatz begünstigt die Si-Aufnahme (vgl. beim Mangan).

Der Mangangehalt nimmt bei normalem Verlauf ein wenig ab. Hat man Braunstein gesetzt, so findet eine Zunahme im Sinne des Vorgangs $MnO_2 + 2\,C = Mn + 2\,CO$ statt; dabei dient der Kohlenstoff des Einsatzes als Reduktionsmittel. Naturgemäß wird nur ein Teil der Manganoxyde reduziert, der andere wird verschlackt.

Setzt man Ferromangan oder Spiegeleisen, so wird das Bild ein ganz anderes. Es geschieht eine starke Si- und C-Zunahme unter Verringerung des rechnerisch eingesetzten Mn-Gehalts bis auf die Hälfte. Dies hängt mit der starken Einwirkung auf die Tiegelwand zusammen, die sich auch in starker Abnutznung des Tiegels äußert. Dabei werden die Graphit- und SiO_2-Körper freigelegt. Die ersteren kohlen infolgedessen stärker — daher die starke C-Zunahme, und die letzteren werden in gleicher Weise wie bei den Steinen eines Spiegeleisenkupolofens durch die Reaktion $2\,Mn + SiO_2 = 2\,MnO + Si$ in Mitleidenschaft gezogen. Daher die Anreicherung des Si-Gehalts.

Über diese Vorgänge geben Schmelzversuche Auskunft, von denen einige hierunter mitgeteilt werden sollen:

Schmelzversuche.

1. Anreicherung von C und Si (Friedrich C. G. Müller)[2]).

In Tiegeln aus 3 T Graphit, 3¹/₄ T Ton nahm harter und weicher Stahl +0,2% C und +0,3% Si auf.
» » » 5 » » 1 » » » Werkzeugstahl +0,45% C und
in gleichen Tiegeln Sensenstahl +0,60% C auf.

2. Einwanderung des Si aus der Tiegelwand (Thallner).

Bei 0%	C	in der Tiegelwand	+ 0,06—0,16% Si
» 25 »	C	» » »	+ 0,15—0,25 » Si
» 30 »	C	» » »	+ 0,20—0,35 » Si
» 45 »	C	» » »	+ 0,30—0,50 » Si

Alles bei 0,30% Mn.

3. Dasselbe nach Reiser.

Bei 9%	C	in der Tiegelwand	+ 0,144% C
» 28 »	C	» » »	+ 0,274 » C
» 40 »	C	» » »	+ 0,392 » C

---

[1]) Dieser Umstand hat Müller veranlaßt zu glauben, daß nicht der C-Gehalt der Tiegelwand, sondern des Einsatzes SiO_2 reduziere. Dies ist ein Irrtum, den schon Ledebur widerlegt hat. Vgl. Stahl und Eisen, 1883, S. 603 (Ledebur). Ebenda 1885, S. 179 (Müller). Ebenda 1885, S. 370 (Ledebur). Vgl. auch die Doktorarbeit von Hanemann, Charlottenburg und den Bericht darüber, Stahl und Eisen, 1909, S. 1004.

[2]) Stahl und Eisen, 1885, S. 179.

4. Schmelze mit Braunstein (Müller).

Einsatz	0,91% C;	0,14% Mn;	0,05% Si
Stahl nach einmaligem Schmelzen mit Braunsteinzusatz	1,31 » C;	0,56 » Mn;	0,20 » Si
» » zweimaligem » » »	1,62 » C;	0,74 » Mn;	0,35 » Si

5. Schmelze mit 2% Ferromangan in Tiegeln mit 40% C (Reiser).

Der Einsatz enthielt rechnerisch	1,34% C;	1,01% Mn;	0,05% Si
Der Stahl enthielt tatsächlich	1,86 » C;	0,75 » Mn;	0,49 » Si

Man kann durch Eintragen von Holzkohlenmehl in Papiertüten oder Briketts aus Retortenkohle, die mit Eisenteilen belastet sind, unmittelbar kohlen. Aber diese Kohlung ist unzuverlässig.

Dem Mn-Gehalt muß man eine große Bedeutung zumessen. Ohne ihn ist es unmöglich, ruhige und blasenfreie Güsse zu erzielen; anderseits ist ein Überschuß bei hochbeanspruchtem Material vielfach schädlich. Ein Gehalt von 0,2—0,3% Mn wird anzustreben sein. Es ist dies im Vergleich mit Windfrisch- und Martinstahl sehr wenig, genügt aber um dichte Güsse zu erhalten.

Es ist dies ein großer Vorzug des Tiegelgußstahls. Bei anderen Verfahren, auch dem sorgfältig geführten Martinverfahren, hat man mehr Mn im Endergebnis. Dies kann sich bei Werkzeugstahl und auch bei Konstruktionsstahl, z. B. Kanonenstahl und überall da, wo Vergüteverfahren angewandt und sehr hohe Anforderungen gestellt werden, nachteilig äußern.

Setzt man Braunstein, so fließt Mangan in kleinen Mengen allmählich ein. Dies wirkt ebenso wie das in gleicher Weise aus der Tiegelwand einfließende Si sehr günstig und erzielt eine ganz andere Wirkung, wie wenn man Ferromangan oder Ferrosilizium setzt; eben weil es eine ideale Desoxydation darstellt. Die O-Aufnahme wird dabei im Keime erstickt.

Wo und Mo verschlacken leicht, wenn der Einsatz viel Rost und Glühspan enthält. Sie verdampfen auch und bilden Niederschläge auf den Tiegelrändern. Verluste = 10—30% (Thallner).

Chrom-Verlust bei C-armem Einsatz = 2—10%, bei C-reichem Einsatz 1—5%. Der Verlust ist größer, wenn das Chromeisen C-arm ist (Thallner).

Eine Schwefelzunahme von 0,029 auf 0,051% wurde in einem Falle bei Kokstiegeln mit 0,37% S beobachtet. Die hierunter folgende Schlackenanalyse zeigt, daß die Schlacke S aufnimmt. Nach Ansicht des Verfassers dadurch, daß sich in gleicher Weise wie im Mischer MnS bildet.

Ein in die Schmelze hineingefallenes Stückchen Koks verdirbt alles, weil Schwefel aufgenommen wird.

Die Schlacke ist verhältnismäßig arm an Fe und reich an Mn. Die gleich nach dem Einschmelzen abgeschöpfte Schlacke ist eisenreicher; ein Beweis dafür, daß eine Reduktion des FeO beim Kochen und Abstehen stattfindet. Die Endschlacke muß hell und dünnflüssig sein.

Die Analyse Ledeburs einer Bochumer Endschlacke ergab [1])

SiO_2 %	Al_2O_3 %	FeO %	Fe_2O_3 %	MnO %	CaO %	CaS [2]) %	MgO %
40,49	28,80	1,08	0,0	24,04	0,87	0,52	Spur

Die Schlackenmenge läßt sich an der Hand des Mn-Abbrandes und ihres Mn-Gehaltes auf etwa 26 % berechnen.

Die Tiegelmasse verliert beim Schmelzen viel C. Vor dem Schmelzen z. B. 27,50 % C, nach dem Schmelzen 19,10 C [3]).

Tiegelschmelzvorgang [4]).

Der Tiegel enthielt 20 % Graphit mit 75 % C und 0,05 % S.

	C %	Mn %	Si %	P %	S %
Aus dem Einsatz berechnet	0,98	0,36 [5])	0,09	—	—
35 Minuten nach dem Einschmelzen	0,926	0,31	0,17	0,017	0,0187
30 » später	0,897	0,30	0,19	0,022	0,0206
30 » »	0,884	0,28	0,22	0,0155	0,0212
30 » »	0,869	0,31	0,25	0,017	0,0214

Erzeugnisse aus dem Tiegel.

Werkzeugstahl [6]).

Hier ist der Ort, um einer kurzen Abhandlung über Werkzeugstahl Platz zu geben, die natürlich keineswegs Anspruch auf Vollständigkeit machen kann. Der Leser, dem diese Darstellung nicht genügt, sei auf die hierunter angeführte Sonderliteratur verwiesen.

---

[1]) Andere Schlackenanalysen siehe Stahl und Eisen, 1886, S. 695 (Müller).

[2]) Ledebur hat angenommen, daß sich CaS gebildet hat. Nach Ansicht des Verfassers ist dies nicht richtig — er hätte auf MnS berechnen müssen.

[3]) Analysen der Tiegelmasse vor und nach dem Schmelzen bringt Thallner, Hütte für Eisenhüttenleute, S. 600.

[4]) Stahl und Eisen, 1899, S. 873.

[5]) Davon 0,16 aus 80 prozentigem Ferromangan eingeführt.

[6]) Buchliteratur:
Fridolin Reiser, Das Härten des Stahls, Leipzig bei Felix.
Mars, Die Spezialstähle, Stuttgart bei Enke.
Thallner, Werkzeugstahl, Freiberg bei Craz & Gerlach.
Brearley-Schäfer, Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle, Berlin bei Springer.
Otto Böhler, Wolfram- und Rapidstahl, Doktorarbeit, Charlottenburg, 1903.
Giesen, Spezialstähle, Freiberg bei Craz & Gerlach.
Gebr. Böhler, A.-G., Notizen über Härten des Werkzeugstahls.
Thallner, Tiegelstahl in der Hütte für Eisenhüttenleute, Berlin bei Ernst & Korn.

Daß Werkzeugstahl an dieser Stelle beschrieben wird, darf nicht den Glauben erwecken, daß er nur im Tiegel erzeugt wird. Im Gegenteil wird in der sauren Birne und im Martinofen mindestens ebensoviel, wenn nicht mehr erzeugt. Abgesehen davon ist neuerdings der elektrische Ofen hinzugekommen. Aber der im Tiegel erzeugte Werkzeugstahl steht qualitativ an erster Stelle; denn bei keinem anderen Verfahren, auch nicht im elektrischen Ofen, läßt sich die Reinheit des Einsatzes und der Schmelzvorgang gleich gut überwachen und gleich gut desoxydieren. Der Tiegelwerkzeugstahl wird auch trotz des elektrischen Ofens vorläufig noch seine volle Bedeutung haben.

Werkzeugstahl muß hart und schneidkräftig sein. Mit der Härte wächst aber die Sprödigkeit und die Neigung zu Härterissen. Infolgedessen muß immer der jeweilige Zweck beobachtet werden, um ein Übermaß an Härte zu vermeiden.

Man hat reine Kohlenstoff- und legierte Stähle.

Bei ersteren bestimmt nur der Kohlenstoff das Maß der Härte, bei letzteren treten ein oder mehrere Elemente hinzu, bisweilen in solcher Menge, daß der Einfluß des C-Gehalts in den Hintergrund tritt oder verschwindet. Auch der Schnelldrehstahl ist ein legierter Stahl. Mars braucht den Ausdruck »Spezialstähle« — wenig glücklich, wie es dem Verfasser scheinen will; denn das Wort »Spezial« ist im Handel und Verkehr so abgegriffen, daß man alles mögliche darunter verstehen kann.

Die reinen Kohlenstoffstähle.

Zahlentafel[1]).

Bezeichnung	C %	Verwendungszweck
sehr hart	1,5	Dreh- und Hobelmesser, Bohrer usw. für sehr harte Materialien.
hart	1,25	Gewöhnliche Dreh- und Hobelmesser, Mühlenpicken, Gesteinsbohrer, Schaber für harte Materialien.
mittelhart	1,0	Gewinde- und Spiralbohrer, Reibahlen, Fräser, Prägewerkzeuge, Stanzen, Schlosser- und Schmiedewerkzeuge.
zähhart	0,85	Gewindebohrer, Fräser, Reibahlen, Matrizen, Gesenke, Spurpfannen, Spurzapfen, Hand- und Schrotmeißel.
zäh	0,75	Hand- und Schrotmeißel, Scherenmesser, Schnitte, Federn, Hämmer usw.
weich	0,65	Verschiedene Schmiedewerkzeuge, Schweißstahl zum Verstählen feiner Werkzeuge und größerer Flächen, Döpper, Nietenzieher usw.

Für Dreh- und ähnliche Stähle wendet man meist einen Kohlenstoffgehalt an, der wenig von 1 %, dem eutektischen Gehalt der Eisenkohlenstofflegierung abweicht. Es kommen allerdings Gehalte bis zu 1,6 % C vor.

[1]) Vgl. Thallner, Werkzeugstahl. Andere Kohlenstoffgehalte sind von Böker, Stahl und Eisen, 1889, S. 76, mitgeteilt.



Je höher der C-Gehalt ist, um so geringer müssen die Gehalte der schädlichen Körper P, S, Cu, As sein. Thallner nennt folgende Werte:

Zahlentafel.

	Maximum an				
	P[1]) %	S %	Cu %	As %	Summe %
Hochwertige Qualität	0,015	0,015	0,015	—	0,05
Gute »	0,022	0,022	0,03	—	0,08
Mittelwertige »	0,035	0,032	0,05	0,008	0,135
Ordinäre Qualität	0,05	0,04	0,10	0,01	0,22

Der Mangan- und Siliziumgehalt ist sehr verschieden; in den edelsten Sorten ist er gering, weil jeder über den Bedarf der Desoxydation hinausgehende Betrag schädlich wirkt. Es sei hier auf die weiter unten folgende Zahlentafel verwiesen.

Solche Stähle stellte man in ganz vorzüglicher Reinheit aus steirischem und schwedischem Material her, von dem oben die Rede war.

Diese reinen Kohlenstoffstähle genügten bei sehr hartem Material nicht den Anforderungen und man mußte darauf ausgehen, legierte Stähle herzustellen.

Der erste legierte Stahl, der bekannt wurde, war der Mushetstahl[2]), dessen Zusammensetzung etwa die folgende war: 2% C; 2,5% Mn; 1,3% Si; 5% Wo; 0,5% Cr.

Abgesehen von den Bestandteilen der reinen Kohlenstoffstähle ist also Wo und Cr hinzugetreten. Dieser Mushetstahl war der erste Selbsthärter, d. h. ein Stahl, den man nicht durch Abschrecken in Wasser zu härten brauchte; er wurde, an der Luft erkaltend, von selbst hart.

Dieser Stahl englischen Ursprungs hatte viele Schattenseiten, und man suchte lange Zeit nach einer Verbesserung. Zunächst glaubte man im Manganstahl das Richtige gefunden zu haben. Von ihm wird weiter unten die Rede sein. Man nahm von seiner Verwendung Abstand, weil seine Bearbeitung so gut wie unmöglich war.

Man gelangte dann zu den Wolfram-Chromstählen, unter Verminderung der anderen Bestandteile[3]). Allmählich näherte man sich immer mehr der Zusammensetzung des modernen Schnelldrehstahls, dessen Erfindung durch Taylor und White (1898) vollendet

[1]) Vgl. über den P-Gehalt Thallner, Stahl und Eisen, 1899, S. 872.

[2]) Stahl und Eisen, 1903, S. 131. Der Name »Mushet« wurde auf anderem Gebiete S. 61 erwähnt.

[3]) Stahl und Eisen, 1903, S. 131 (Reiser).

wurde[1]). Sie erfanden die Überhitzung im folgenden Sinne: Der gewöhnliche Verlauf ist Schmieden, Erhitzen, Ablöschen in Wasser (Härten) und Anlassen. Durch das Härten ist das Perlitische Gefüge in Martensitisches übergegangen. Beim Anlassen, d. h. Erhitzen, auf eine genau nach den Anlauffarben eingestellte Temperatur wird ein Teil des Martensits zurückverwandelt, oder mit anderen Worten: ein Teil der Härte zurückgenommen.

Man durfte bis dahin die Härtetemperatur nicht über Rotglut treiben, um den Stahl nicht zu verderben. Taylor und White änderten die chemische Zusammensetzung und steigerten dadurch die Härtetemperatur ohne Schaden, bis nahe zum Schmelzpunkt, indem sie langsam auf Rothitze, dann schnell weiter erhitzten. Dann folgte ein stetiges Abkühlen durch Gebläseluft, dann ein nochmaliges Erhitzen auf 650° und langsames Abkühlen an der Luft.

Der Wert dieser Erfindung wird klar, wenn man bedenkt, daß ein Stahl sich beim Drehen erhitzt. Es kann dabei die Wirkung des Anlassens auftreten, d. h. der Stahl kann alle Härte verlieren und stumpf werden. Dies mußte man vor der gedachten Erfindung vermeiden und konnte keine starken Späne nehmen. Beim Schnelldrehstahl werden aber bis zur Rotglut erwärmte Späne ohne Nachteil für die Schneidfähigkeit des Stahl abgeschruppt. Infolgedessen kann man mehr als die doppelte Leistung erreichen[2]).

Dem Schnelldrehstahl folgte dann der Böhlersche Rapidstahl mit viel höherem Wolframgehalt.

Es soll hier noch kurz vom Einfluß der einzelnen chemischen Körper die Rede sein:

Wolfram erhöht die Härte, ohne die Zähigkeit zu vermindern.

Chrom macht sehr hart, aber es geht die Zähigkeit verloren. Man dämpft seinen Einfluß durch Wo.

Molybdän scheint Wolfram in seiner Wirkung ziemlich gleich zu sein. Es wird als Ersatz in geringer Menge seit 1906 angewendet.

Vanadium[3]) kann Wolfram und Molybdän teilweise ersetzen. Es geht, als Desoxydationsmittel gesetzt, oft nahezu vollständig in die Schlacke.

Titan hat keinen Einfluß und verschlackt auch.

---

[1]) Die Geschichte dieser Erfindung ist sehr interessant wegen der systematischen Forschung, die sich auf chemische Zusammensetzung, Wärmebehandlung, Form der Schneide, Schnittgeschwindigkeit, Vorschub usw. erstreckte. Diese Versuche haben 600 000 M. und 25 Jahre gekostet (Stahl und Eisen, 1907, S. 1054/1085).

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 37 und 169, auch ebenda 1902, S. 455, auch ebenda 1903, S. 131; auch den Bericht über Taylors Versuche, Stahl und Eisen, 1907, S. 1054 und 1085. Vgl. auch über die Wärmebehandlung des Schnelldrehstahls Stahl und Eisen, 1916, S. 173.

[3]) Stahl und Eisen, 1902, S. 579 und Metallurgie, 1906, S. 635. Es kommen Zusätze von 0,3—0,5% in Betracht.

Mangan bedingt die Eigenschaft der Naturhärte, von der beim Manganstahl die Rede sein wird.

Nickel wird nicht verwendet.

Silizium ist neuerdings nur in geringer Menge erlaubt. Früher wandte man solche Gehalte an, daß bei hohem C-Gehalte eine Graphitausscheidung eintrat, die nicht erwünscht war.

Kobalt ist in neuester Zeit vom Stahlwerk Becker eingeführt. Man hat Kobaltschnelldrehstähle mit bis zu 5% Co.

Im übrigen sei auf die Kapitel: Härten und Einfluß der Eisenbegleiter verwiesen.

Es sollen hier Analysenergebnisse folgen:

Werkzeugstahl aus Bessemer- und Martinstahl[1]).

	C	Mn	Si	P	S	Cu
Bessemerstahl	0,58	0,44	0,063	0,024	0,005	0,018
»	1,29	0,28	0,05	0,025	0,014	0,018
Martinstahl, Mittel aus einer größeren Zahl	0,6—1,35	0,31	0,08	0,032	0,017	0,043
» » » » » »	0,6—1,35	0,21	0,28	0,023	0,007	0,024
» » » » » »	0,6—1,25	0,43	0,09	0,021	0,005	0,020

Reine Kohlenstoffstähle, im Tiegel erzeugt[2]).

Nr.		C	Mn	Si	P	S	Cu	Wo	Cr
1	Waffenstahl	0,58	0,53	0,25	0,05	—	—	—	—
2	Sensenstahl	0,49	0,36	0,26	0,061	—	—	—	—
3	Bismarckhütter Werkzeugstahl	0,94	0,27	0,28	0,010	0,014	Sp	—	—
4	Steirischer Stahl für sehr harte Reibahlen	1,19	0,34	0,38	0,019	Sp	—	—	—
5	Handmeißel	0,81	0,30	0,32	0,020	—	—	—	—
6	Feilen	1,07	0,49	0,32	0,021	—	—	—	—
7	Fräser	1,15	0,49	0,34	0,014	0,012	0,01	—	—
8	Hämmer	0,95	0,54	0,15	0,031	0,016	0,013	—	—
9	Ziehringe	1,27	0,30	0,36	0,026	—	—	—	—
10	Preßwerkzeuge	1,02	0,40	0,34	0,012	0,023	—	—	—
11	Maschinenmesser	1,04	0,27	0,24	0,016	—	—	—	—
12	Steinbohrer	0,96	0,22	0,27	0,017	0,035	—	—	—
13	Kugeln	1,26	0,34	0,16	0,010	0,018	0,025	—	—
14	Stempel	0,78	0,30	0,12	0,02	—	—	—	—
15	Huntsmanstahl	0,96	0,13	0,09	0,012	—	—	—	—
16	»	1,44	0,14	0,10	0,015	—	—	—	—
17	»	1,31	0,14	0,05	0,010	0,003	0,011	—	—

[1]) Stahl und Eisen, 1899, S, 917.

[2]) Andere Analysen siehe Stahl und Eisen, 1899, S. 868 und in der eingangs gegebenen Literatur.

Legierte Werkzeugstähle[1]).

Nr.		Co	C	Mn	Si	P	S	Wo	Cr	Mo	Va
18	Mushetstahl älterer Art	—	1—2	1—2	1	—	—	—	0,5–1,0	—	—
19	» neueren Ursprungs	—	1,4	2,98	0,24	—	—	7,98	—	—	—
20	» » »	—	2,0	2,5	1,3	—	—	5,00	0,5	—	—
21	Wolframchromstahl von Böhler	—	1,0	0,17	0,2	—	—	9	3	—	—
22	Schnelldrehstahl, allgemein	—	—	—	—	—	—	10–30	1,5–4	1–5	—
23	Rapidstahl von Böhler	—	0,62–0,77	—	—	—	—	17–19	4	3–4	—
24	» englischer .	—	0,7	0,05–0,2	0,2	—	—	16–18	4–5	—	—
25	» von Poldihütte	—	0,65–0,7	—	—	—	—	18	4	1,0	1,0
26	Kobaltstahl v. Becker .	5,2	0,96	0,2	0,6	0,008–0,012	0,005–0,020	18,2	5,1	1,6	1,1

Tiegelwerkzeugstahl, aus dem Martinofen abgefangen (vgl. S. 506)[2]).

	C	Mn	Si	P	S	Cu	Wo
Gewöhnlicher Werkzeugstahl . . .	0,55	0,66	0,12	0,015	0,032	0,020	—
» » . . .	1,29	0,34	0,22	0,024	0,041	0,013	—
Besonders harter Stahl	1,39	0,42	0,38	0,027	0,044	—	—
Legierter Stahl	1,30	0,18	0,20	—	0,01	—	3,81

Andere Erzeugnisse aus dem Tiegel.

Es können Teile, die geschmiedet und gewalzt werden, auch Stahlformgußstücke sein.

Wegen der hohen Gestehungskosten kommen nur hochbeanspruchte Teile in Frage, die unbedingt zuverlässig sein müssen. Es sind in erster Linie Stähle mit höherem Kohlenstoffgehalt. Trifft dies nicht zu, ist der elektrische Ofen oder auch der Martinofen vielfach überlegen. Dies gilt besonders für weiche Qualität.

Die Frage, welches Erzeugungsverfahren anzuwenden ist, kann nur von Fall zu Fall beantwortet werden. Schiffsmaschinen- und Lokomotivteile, Kriegsmaterial werden vielfach ohne Rücksicht auf die Erhöhung

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 980, auch Stahl und Eisen, 1912, S. 1868 (Chromwolframstähle) und Metallurgie, 1906, S. 635 (Vanadinstähle).

[2]) Der Leser findet in Stahl und Eisen, 1899, S. 917, weitere Beispiele.

der Herstellungskosten aus dem Tiegel hergestellt. Das gleiche gilt bei Stählen, bei denen sehr hochwertige Legierungen gebraucht werden. Auch sehr geringe Erzeugungsmengen können die Anwendung des Tiegels befürworten.

Einige Beispiele sollen dies kennzeichnen:

Der Kruppsche Geschützstahl[1]) ist ein Nickel-Chromstahl (auch mit Wo-Zusatz) mit einem C-Gehalt von etwa 0,2—0,3 %. Ein Mangangehalt von höchstens 0,3 % ist kennzeichnend für ihn. Nur im Tiegel kann man es wagen, den Mn-Gehalt soweit herunter zu drücken, ohne Nachteile befürchten zu müssen[2]).

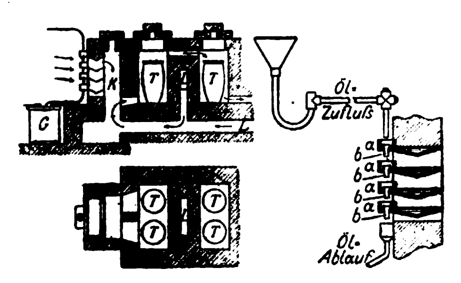


Abb. 353. Erzeugung von Mitisguß nach Stahl und Eisen, 1893, S. 666. Rechts sieht man die Anordnung der Schalenölfeuerung. Die Verbrennungsluft wird oberhalb der Schalen primär eingeführt, indem sich die Luft mit dem infolge der Strahlungswärme verdampften Öl sättigt. Abgesehen davon wird Sekundärluft *L* eingeführt, die gleichzeitig das Mauerwerk kühlt und sich vorwärmt.

Ähnliches gilt für den Gewehrlaufstahl, ein Chrom-Nickel-Wolframstahl.

Stahlformguß[3]) erfordert immer einen höheren Si-Gehalt.

Handelt es sich um weichen Guß, sogenannten Flußeisenguß, so wirkt erschwerend, daß die Tiegelwand den Einsatz kohlt. Man muß also Tiegel mit geringem Graphitgehalt oder Kokstiegel anwenden. Da aber ein weicher Einsatz sehr hohe Temperatur fordert, so versagen vielfach solche Tiegel, teils wegen mangelnder Haltbarkeit, teils wegen mangelnden Desoxydationsvermögens.

Daher ist es kein Wunder, daß die Geheimniskrämerei blüht. So findet man die Namen: Haberlandstahl, Bosshard-Lefflerstahl, Mitisguß, Reformstahl, Flexilisguß, ohne daß man weiß, was sie eigentlich bedeuten.

Von Mitisguß[4]) (Abb. 353) weiß man, daß er mit Hilfe einer Petroleumschalenfeuerung aus Hufstababfällen erzeugt wird oder wurde. Die Gießpfanne muß hoch erhitzt und viel Al zugesetzt werden (0,06 %). Wahrscheinlich benutzt man auch schon einmal gebrauchte Tiegel, um die C-Aufnahme aus der Tiegelwand einzuschränken.

---

[1]) Krupp verwahrt sich, Stahl und Eisen, 1887, II, dagegen, daß sein Kanonenstahl aus dem Martinofen oder aus der Bessemerbirne stamme.

[2]) Der im Martinofen erzeugte Kanonenstahl ist Mn-reicher (vgl. S. 757).

[3]) Über Stahlformguß gibt das Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei des Verfassers (Leipzig bei Engelmann) Auskunft. Abgesehen davon von demselben Verfasser die Aufsätze in Stahl und Eisen, 1903, Nr. 2 (Stahlformguß und seine Verwendung) und ebenda 1904, Nr. 11 und folgende Nummern, auch Ledebur, Über Stahlformguß, ebenda 1891, S. 451.

[4]) Stahl und Eisen, 1888, S. 85 und ebenda 1893, S. 665.

Flexilisstahl[1]) wird anscheinend mit Koksfeuerung erzeugt. Er wird sehr schnell in besonders luftdurchlässiger Formmasse gegossen.

Schmiedbarer Stahlformguß oder Flußeisenguß wurde früher in Bonn mit Hilfe von Koksfeuerung in besonderen Tiegeln erzeugt. Neuerdings geschieht es im elektrischen Ofen[2]).

Es sollen noch einige andere Sonderzeugnisse genannt werden:

Manganstahl[3]) (Hadfield).

Die Bezeichnung gilt erst von 7% Mn an, weil dann erst die Eigenschaften in vollem Umfange vorhanden sind.

Seine Herstellung geschieht, indem flüssiger Stahl aus dem Martinofen oder Kleinkonverter in die Pfanne abgestochen wird und in diese gleichzeitig Tiegel entleert werden, in denen Ferromangan mit 80% Mn geschmolzen ist (vgl. S. 258 und 518).

Die Zusammensetzung ist z. B. 1,25% C; 12,5% Mn; 0,7% Si; 0,08% P; 0,02% S. Er ist naturhart, d. h. glashart bei Erkaltung an der Luft und zwar so hart, daß man ihn nicht oder kaum mit der Feile angreifen kann. Erhitzt man ihn auf 870° und höher und schreckt in Wasser ab, so wird er weicher, so daß man ihn z. B. ziehen und walzen kann. Durch Anlassen wird er wieder hart. Man spricht wegen dieses anormalen Verhaltens von »Umgekehrter Härtung«.

Seine Glashärte wird benutzt, wenn man Teile herzustellen hat, die starker Abnutzung unterliegen z. B. Baggerteile und verschleißfeste Schienen.

Man kann ihn in Formen gießen und auch schmieden. Im ersteren Falle bereitet allerdings das hohe Schwindmaß (2,60%) und das Entfernen der Eingüsse Schwierigkeit. Letzteres geschieht durch Abschlagen und Abschleifen.

Damaszener Stahl[4]).

Die Bezeichnung ist nicht eindeutig. Es werden mehrere Sorten Stahl u. a. auch Rennstahl darunter verstanden, die in asiatischen Ländern, hauptsächlich in Indien erzeugt werden und nach Damaskus gelangen, wo sie in den seit Jahrtausenden bestehenden Waffenschmieden verarbeitet werden. (Vgl. S. 20.)

Ist es ein Tiegelgußstahl, so wird ein Schmelzen und Zementieren gleichzeitig geübt. Der Einsatz des kleinen Tiegels besteht aus weichem im Rennfeuer hergestellten Eisen und aus Blättern und Zweigen

---

[1]) Zeitschrift d. Ing., 1910, S. 1551.

[2]) Vgl. Osann, Stahlformguß aus dem elektrischen Ofen, Stahl und Eisen, 1908, Nr. 19.

[3]) Stahl und Eisen, 1911, S. 156 und ebenda 1914, S. 367.

[4]) Die ältesten Damaszenerklingen stammen aus Wickingergräbern, Stahl und Eisen, 1890, S. 71 und ebenda 1901, S. 211 (von Schwarz).



bestimmter Pflanzen[1]). Man schmilzt in Öfen, die 15—25 Tiegel fassen, bei langsam steigender Hitze, innerhalb vier Stunden und läßt dann den Stahl im Tiegel erkalten, so daß ein kleiner Block entsteht. Dieser Block wird ausgeschmiedet (Wootzstahl). Nach dem Schleifen und Polieren der Klingen zeigt sich das eigenartige Netzwerk des Damasts.

Man erklärt dies dadurch, daß sich an den Rändern der Eisenstücke durch Kohlung leichtschmelziges Roheisen bildet und schmelzend die Zwischenräume ausfüllt. Erst später schmilzt der andere Tiegelinhalt.

Neuere Forschungen (Belajew)[2]) haben dies widerlegt. Die Zeichnung des Damasts entsteht auch auf andere Weise, und zwar bei besonderer Wärmebehandlung.

Auch stellt man Damaszenerstahl ohne Tiegelschmelzung her, indem man dünne Lagen von weichem Eisen und hartem Stahl zusammenschweißt und durch diagonale Kreuzung die Dreieckstruktur erzeugt[3]).

Tiegelerzstahl.

Setzt man Roheisen zusammen mit reinem Eisenerz in den Tiegel ein, so erhält man einen Stahl als Ergebnis eines regelrechten Erzfrischvorgangs.

Tunner und Uchatius haben sich bemüht, dieses Erzeugnis bei Benutzung von Graphittiegeln und Steiermärker Roheisen und Erzen zu vervollkommnen, haben aber keinen Erfolg gehabt.

Das Verfahren gibt Zeugnis davon, daß man im Tiegel auch frischen kann.

46. Elektrostahl.

Buchliteratur.

Borchers. Die elektrischen Öfen. Bei Knapp in Halle.
Neumann. Elektrometallurgie des Eisens. Ebenda.
Pick und Conrad. Herstellung von Ferrosilizium im elektrischen Ofen. Ebenda.
Rodenhauser und Schoenawa. Elektrische Öfen in der Eisenindustrie. Bei Leiner in Leipzig.
Goerges. Elektrische Öfen. Bei Göschen in Leipzig und Berlin.
Oswald Meyer. Geschichte des Elektroeisens. Bei Springer in Berlin.
Bittner. Wärmebilanz eines elektrischen Ofens, System Nathusius. Doktorarbeit. Verlag Stahleisen Düsseldorf.
Canadische Kommission. Reisebericht aus dem Jahre 1905, erstattet von Haanel.

[1]) Die Tiegel sind aus rotem Ton, unter Holzkohlenmehlzusatz hergestellt und fassen 1/3 Liter. Der Einsatz besteht aus 310 g Eisen, 24 g Holz, 60—90 g Blätter.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 114. Der Stahl muß sehr langsam erkalten und dann mehrmals, z. B. neunmal ausgeglüht werden. Dabei darf die Temperatur aber nicht 700—750° überschreiten. Geschieht dies, entsteht keine Zeichnung.

[3]) Vgl. Hädicke, Technologie des Eisens, Leipzig bei Spamer und auch Ledebur, Mechanisch-Metallurg. Technologie, Braunschweig bei Viehweg.

Allgemeines und Geschichtliches.

Die Roheisenerzeugung im elektrischen Ofen ist in Bd. I erörtert. Hier handelt es sich nur um schmiedbares Eisen.

Alles, was im Martinofen geschieht: Schmelzen, Frischen, Veredeln, Abstehenlassen — kann man auch im elektrischen Ofen bewerkstelligen. Man kann auch schmiedbares Eisen unmittelbar aus Eisenerzen erzeugen, obwohl es bisher noch nicht mit wirtschaftlichem Erfolg durchgeführt ist. Auch fror der Ofen ein, sobald man den C-Gehalt unter 0,5 % drücken wollte [1].

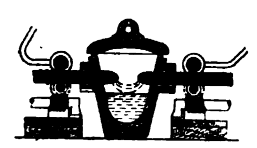


Abb. 354. Lichtbogenofen von Wilhelm Siemens mit horizontalen, regulierbaren Elektroden (vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 632).

Der Leser, der schnell einen allgemeinen Überblick haben will, sei auf die Vorträge oder Aufsätze von Borchers [2]), Eichhoff [3]), Engelhardt (nur Induktionsöfen) [4]) und Neumann [5]) verwiesen.

Wir haben es mit zwei Arten der elektrischen Wärmeerzeugung zu tun. Die Lichtbogen- und Widerstandsheizung. Die erstere wird durch die Abb. 354 und 355 gekennzeichnet, die Konstruktionen von Werner und Wilhelm Siemens (Patente aus den Jahren 1878 und 79) darstellen. Der letztere hielt 1881 einen Vortrag [6]) und zeigte das Einschmelzen von Stahl innerhalb 8 Minuten. Er kannte auch die Ablenkung des Lichtbogens durch den Elektromagneten und hatte auch eine selbsttätig wirkende Einstellvorrichtung für die Elektrode erfunden, auch wassergekühlte Bodenelektroden eingeführt (Abb. 355).

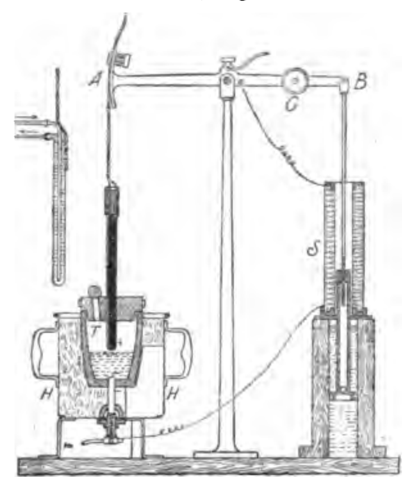


Abb. 355. Lichtbogenofen von Wilhelm Siemens mit wassergekühlter Bodenelektrode (links oben ist die Wasserkühlung gekennzeichnet). Rechts ist ein Solenoid angeordnet, dessen Anziehungskraft der elektromotorischen Kraft zwischen beiden Elektroden oder dem Widerstande des elektrischen Bogens proportional ist. Dadurch wird der Abstand der Elektrode geregelt. (Vgl. Stahl und Eisen, 1881, S. 240. Nach dem Siemensschen Vortrage in London 1881).

Daß diese Errungenschaften 2 Jahrzehnte lang unbenutzt blieben, ist in den hohen Erzeugungskosten der elektrischen Energie begründet, die damals bestanden.

---

1) Vgl. Stahl und Eisen, 1900, S. 232 und 1904, S. 685, Glückauf 1908, S. 1385, auch Stahl und Eisen, 1914, S. 1013.

2) Stahl und Eisen, 1898, S. 304, ebenda, 1905, S. 631.

3) Ebenda, 1907, S. 41.

4) Elektrotechnische Zeitschrift, 1907, Heft 44—47.

5) Stahl und Eisen, 1904, S. 685 und 1910, S. 1064.

6) Stahl und Eisen, 1881, S. 240. Der Siemens'sche Ofen wird auch heute noch angewendet. So fand ihn der Verfasser 1917 auf einem Stahlwerk, um Calziumcarbid zu schmelzen (10 kg Einsatz).

Das Schmelzen mit Hilfe der Widerstandswärme kommt beim Durchschmelzen einer Sicherung in Erscheinung. Ein Patent von Taussig aus dem Jahre 1893 (Abb. 356) kann als Vorläufer der Öfen mit reiner Widerstandsheizung dienen, die allerdings keine praktische Bedeutung erlangt haben. Dies gilt gerade für den Ofen von Gin, der ziemlich gleichzeitig mit dem Ofen von Staßano bekannt wurde (vgl. Abb. 357).

Die sogenannten Induktionsöfen d. h. Öfen, bei denen ein durch Induktion erzeugter Strom Widerstandswärme liefert, werden auf ein Patent von Ferranti aus dem Jahre 1887 zurück geführt.

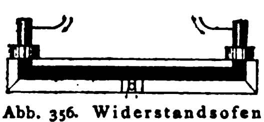
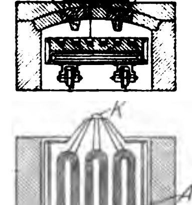


Abb. 356. Widerstandsofen von Taussig (Draufsicht) aus dem Jahre 1893 (vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 633).

Vielfach tritt Lichtbogenheizung und Widerstandsheizung nebeneinander in ein und demselben Ofen auf.



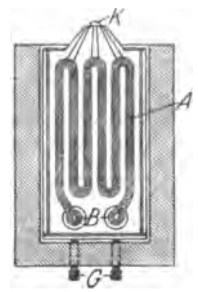


Abb. 357. Ofen von Gin. Reiner Widerstandsofen. A = Rinne, die mit Eisen gefüllt ist. B = wassergekühlte Stahlblöcke, die die Stromzuleitung übernehmen. K = Abstichrinne. G = Stromzuführungsschiene. H = Trichter zum Einfüllen des flüssigen Eisens (Stahl und Eisen, 1904, S. 761).

Vorbereitet wurde die Anwendung der Elektrischen Öfen im Eisenhüttenbetriebe durch die Erzeugung von Aluminium, (zuerst 1887) Kalziumkarbid (seit 1894). Später kam noch die des Ferrosiliziums und anderer Ferrolegierungen hinzu. Auf diese Technik kann hier nicht weiter eingegangen werden. Man betrachtet sie als ein Gebiet der Elektrochemie. Es soll nur eine Literaturübersicht[1]) hierunter gegeben und erwähnt werden, daß wohl die meisten der heute benutzten Ofenkonstruktionen, u. a. die von Héroult, Keller, Girod erst später zur Eisenschmelzung benutzt sind. Ursprünglich hatten sie eine andere Bestimmung.

Den ersten Ofen, der Eisen in größeren Mengen schmolz, hat Staßano 1898 in die Technik eingeführt[2]). Er wollte in einem Schachtlichtbogenofen ein Gemisch von edlen Erzen mit Holzkohlenklein in Stahl überführen und dies unmittelbar in Blockformen abstechen, um auf diese Weise Schmiedeblöcke für Geschützrohre und anderes Kriegsmaterial zu erzeugen. Die Aufrechnung der Selbstkosten war gegenüber dem Umweg über den Hochofen, Martinofen und Tiegel bestechend; um so mehr als in Italien genügende Wasserkräfte, aber

---

[1]) Widerstandsofen zur Aluminiumerzeugung. Stahl und Eisen, 1886, S. 506; Héroults Ofen zur Aluminiumerzeugung. Stahl und Eisen, 1889, S. 16; Kalziumkarbidofen. Ebenda, 1896, S. 651; Venator. Herstellung hochhaltiger Eisenlegierungen. Ebenda, 1908, S. 41; Neumann über dasselbe Thema. Ebenda, 1908, S. 357; Keller. Herstellung von Ferrosilizium. Stahl und Eisen, 1903, S. 167; Kalziumkarbidofen von Wilson. Ebenda, 1900, S. 251 und die eingangs genannte Buchliteratur.

[2]) Stahl und Eisen, 1900, S. 232 und 1904, S. 685.

keine Kohlen zur Verfügung stehen (vergl. Abb. 358). Die Italienische Heeresverwaltung gab bereitwillig Gelder her, aber Staßano hatte immer Mißerfolge, bis er einen anders gestalteten Ofen nur zum Umschmelzen und Veredeln benutzte. (Vgl. S. 529.) Inzwischen waren ihm aber andere zuvor gekommen.

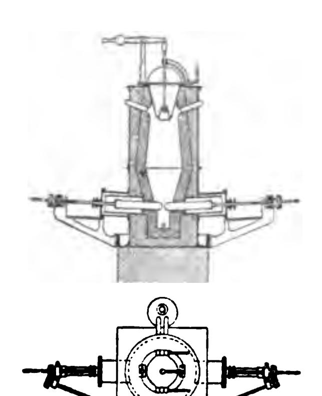


Abb. 358. Staßano's Lichtbogenofen mit zwei Elektroden, als Stückofen in Darfo im Jahre 1899 betrieben, um Flußeisen aus Eisenerzen unmittelbar zu erzeugen. Die Gase wurden nutzbar gemacht. Der Ofen wurde mit Eisenerzbriketts beschickt, die neben Kalk soviel Holzkohlenklein enthielten, wie zur Reduktion erforderlich war. Bei Stahlerzeugung wurde ein Überschuß gegeben.

Abgesehen von Staßano scheint es Keller gewesen zu sein, der zuerst größere Eisenmengen im elektrischen Ofen, im Jahre 1902 schmolz. Héroult errichtete in Deutschland den ersten Ofen seines Systems im Jahre 1905 bei Lindenberg in Remscheid. Der Girodofen wurde erst später bekannt. Noch später kam der Nathusiusofen hinzu. Das alles sind Lichtbogenöfen. (Abb. 359.)

Ziemlich gleichzeitig mit dem Staßanoofen wurde der erste brauchbare Induktionsofen von Kjellin in Gysinge im Jahre 1899 in Betrieb gesetzt. Er wurde 1905 in die Röchlingschen Stahlwerke in Völklingen übertragen und verbessert. Es sind noch andere Induktionsöfen zu nennen (Frick, Hiorth, Schneider). In Deutschland hat unter diesen der Röchling-Rodenhauserofen (1906) die größte Bedeutung erlangt. (Vgl. Abb. 360.) Ein zahlenmäßiges Bild über die Verbreitung der Lichtbogen- und Induktionsöfen und der einzelnen Ofenkonstruktionen findet der Leser S. 539. Daselbst sind auch noch andere hier nicht erwähnte Systeme genannt.

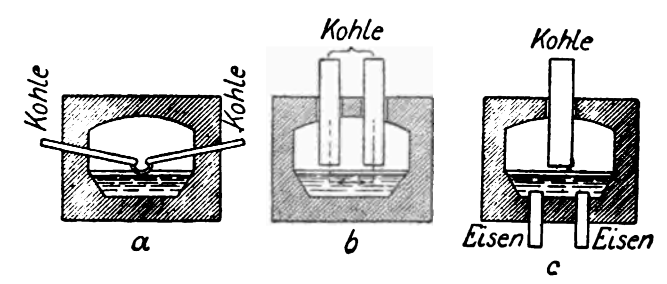


Abb. 359. Typen von einigen Lichtbogenöfen. a) Staßano, b) Héroult, c) Girod.

Die Gründe, die zur Anwendung der elektrischen Öfen führen, sind verschiedener Art. Vielfach will man den teuren Tiegelbetrieb umgehen und dennoch edles Material erzeugen, das im Martinofen nicht oder nur mit sehr teurem Einsatz hergestellt werden kann. Vielfach will man

sehr kleine Einsatzmengen bewältigen, für die der Martinofen oder Kleinkonverter nicht mehr geeignet ist. Im letzteren Falle scheidet auch der Tiegel aus, wenn es sich um kohlenstoffarmes Flußeisen handelt.

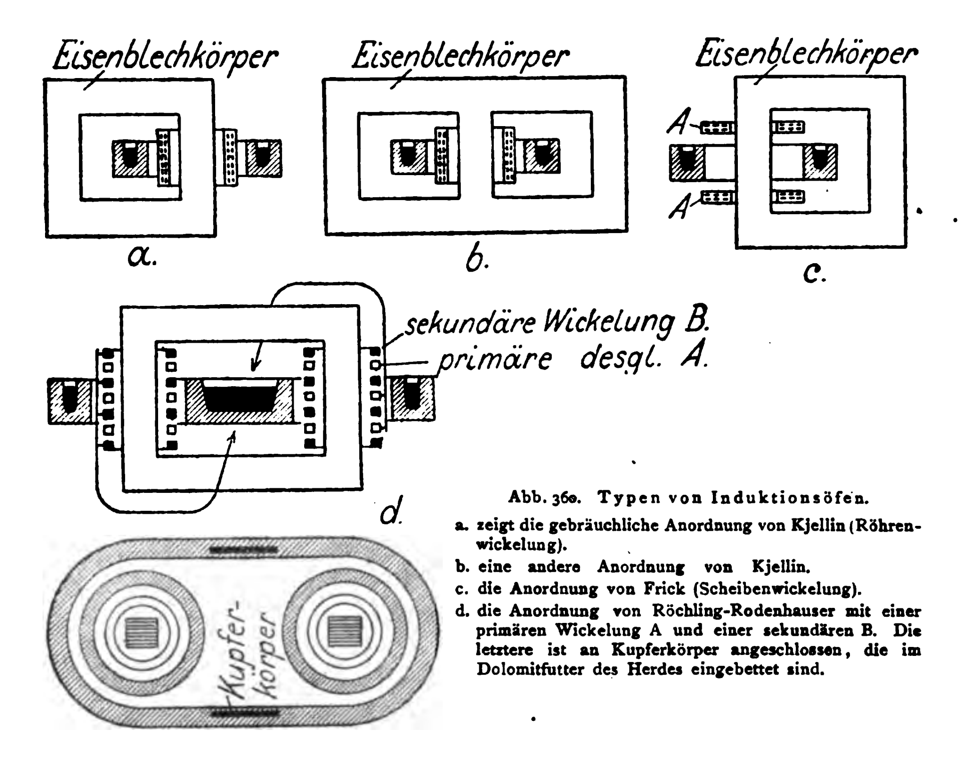


Abb. 360. Typen von Induktionsöfen.

a. zeigt die gebräuchliche Anordnung von Kjellin (Röhrenwickelung).
b. eine andere Anordnung von Kjellin.
c. die Anordnung von Frick (Scheibenwickelung).
d. die Anordnung von Röchling-Rodenhauser mit einer primären Wickelung A und einer sekundären B. Die letztere ist an Kupferkörper angeschlossen, die im Dolomitfutter des Herdes eingebettet sind.

Die elektrische Wärmeerzeugung.

Jeder von einem elektrischen Strom durchflossene Leiter erwärmt sich im Sinne der Jouleschen Gleichung:

$$Q = \text{Wärmemenge in cal} = 0{,}24 \cdot i^2 \cdot r \cdot t,$$

wobei i = Stromstärke in Ampère,

r = Widerstand in Ohm $= \rho \cdot \frac{L}{q}$,

t = Zeit in Sekunden,

ρ = spez. Leitungswiderstand,

L = Länge des Leiters in m,

q = Querschnitt in qmm.

Umformungen ergeben sich bei Anwendung des Ohmschen Gesetzes:

$$i = \frac{e}{r}, \text{ wobei } e = \text{Spannung in Volt.}$$

Praktisch gesprochen, erreicht man eine wirkungsvolle Heizung dadurch, daß man große Stromstärken in einen Leiter mit großem Widerstand hineinschickt [1]).

Auch die Lichtbogenwärme ist auf diese Erscheinung zurückzuführen, wenn man sie richtig kennzeichnet.

Der Lichtbogen entsteht in folgender Weise:

Unterbricht man einen stromdurchflossenen Leiter und stellt den lufterfüllten Abstand der Enden immer größer ein, so kommt es schließlich zur Verdampfung des Baustoffes des Leiters. Die Dämpfe übernehmen nun die Leitung des Stromes; aber die dadurch geschaffene Brücke bietet doch soviel Widerstand, daß immer soviel Wärme entsteht, um die Verdampfung weiterzuführen. Der Lichtbogen wird dadurch ständig.

Aus dieser Darstellung folgt, daß bei Lichtbogenöfen immer eine so hohe Temperatur an der Spitze der Kohleelektroden entstehen muß, daß sie zur Verdampfung der Kohle ausreicht. Diese schätzt man auf mindestens 3000°.

Im Gegensatz dazu kann man Widerstandsöfen auf jede beliebige Temperatur einstellen.

Weiter folgt aus dieser Darstellung, daß eine regelrechte Abnahme der Kohleelektroden durch Vergasung erfolgen muß, auch wenn man den Luftzutritt sorgfältig verhindert oder durch reduzierende Atmosphäre ausgleicht.

Abb. 359 stellt die drei Hauptgattungen von Lichtbogenöfen dar. a ist ein reiner Lichtbogenofen. b und c sind Öfen, bei denen neben der Lichtbogenwärme auch Widerstandswärme entsteht. Die letztere entsteht beim Hindurchgang des Stromes durch die Schlackendecke und durch das Eisen, was bei der Form b sogar zweimal beim Eintritt und Austritt geschieht. Berechnungen, die wir noch kennen lernen werden, lehren aber, daß man keinen großen Fehler begeht, wenn man die Widerstandswärme vernachlässigt [2]) und solche Öfen als reine Lichtbogenöfen betrachtet.

Bei den Widerstandsöfen liegt es nahe, die von Taussig und später von Gin vorgeschlagene direkte Widerstandsheizung anzuwenden.

---

1) Wie bedeutungsvoll der letztere ist, lehrt eine Berechnung unter Vergleich eines Cu-Drahtes von 10 mm Durchmesser und eines ebenso starken Kohlekörpers.

Bei dem verschiedenen spezifischen Widerstande genügen in dem ersteren Falle 4500 m = 3150 kg, in dem zweiten Falle 2 m = 0,25 kg, um ein Ohm zu liefern. Nimmt man an, daß 100 cal in beiden Fällen einfließen, so wird

$$100 = 3150 \cdot 0{,}09 \cdot T_1 = 0{,}25 \cdot 0{,}20 \cdot T_2,$$

wobei 0,09 und 0,20 = spez. Wärmen, T_1 und T_2 = erzielte Temperaturen, $T_1 = 0{,}30°$, $T_2 = 2000°$.

Man ersieht hieraus, weshalb man **Kohle**elektroden anwendet.

2) Nach einer Berechnung von Rodenhauser sind es nur 0,003% der gesamten Energie beim Girodofen mit flüssigem Einsatz und 24 cm Badtiefe.

Abb. 357 stellt den Ofen von Gin dar. Er erzielte den nötigen Widerstand durch die Vermehrung der Länge und Verminderung des Querschnitts des flüssigen Eisenkörpers, hatte aber infolgedessen große Wärmeverluste. Abgesehen davon brauchte er bei großen Einsatzmengen so große Querschnitte bei den stromzuführenden Kupferkabeln, daß die Wirtschaftlichkeit aufhörte.

Bei den Induktionsöfen ist dies anders.

Sie stellen einen ruhenden Transformator dar, dessen Kennzeichen die beiden Drahtwickelungen sind. Hier tritt an Stelle der einen die mit Eisen gefüllte Kreisrinne des Ofens. Es bleibt also nur die von außen mit Wechselstrom gespeiste Spule. Es muß Wechselstrom sein; nur dann tritt die Wirkung ein.

Es gilt das Gesetz:

$$\frac{i_1}{i_2} = \frac{e_2}{e_1} = \frac{s_2}{s_1}.$$

i = Stromstärke,
e = Spannung,
s = Zahl der Windungen.

Bei einem Ofen, der 100 Ampère bei 100 Windungen aufnimmt, ergibt sich, da

$$i_1 = 100;\ s_1 = 100;\ s_2 = 1:\ i_2 = 100 \cdot \frac{100}{1} = 10000 \text{ Ampère.}$$

In gleicher Weise wie die Vermehrung der Zahl der Windungen wirkt eine Vergrößerung der Periodenzahl.

Erforderlich ist ein Eisenkern, der den Kraftlinien ihren Weg bietet. Es muß weiches Eisen sein. Um die Verluste durch Erwärmung und Wirbelströme möglichst klein zu machen, fügt man den Eisenkörper aus 0,3—0,5 mm starken Blechen zusammen, die auf einer Seite mit Papier beklebt werden.

Man unterscheidet Scheiben- und Röhrenwickelung (Abb. 360).

Im Gegensatz zu den Lichtbogenöfen braucht man bei Induktionsöfen nur die Spannung zu ändern, um die Temperatur im Ofen zu regeln.

Bisher ist der Fall betrachtet, daß das Eisenbad unmittelbar in den Strom eingeschaltet wird.

Man kann aber auch sogenannte Leiter zweiter Klasse einschalten. Mit diesen hat es folgende Bewandtnis: Bei Metallen und Legierungen wächst im Allgemeinen der Leitungswiderstand mit der Temperatur. Leiter zweiter Klasse, zu denen Kohle und die Ofenbaustoffe gehören, besitzen im Gegensatz dazu bei gewöhnlicher Temperatur fast keine Leitfähigkeit, nehmen aber bei höherer Temperatur eine solche an, so daß sie dann das gleiche Verhalten wie die Metalle zeigen. Diese Erkenntnis

ist bei dem Röchling-Rodenhauser Ofen, dem Nathusiusofen und einigen anderen Ofengattungen verwertet.

Es muß noch Einiges über die Stromgattung gesagt werden. Gleichstrom ist ausgeschlossen, weil beim Eisen nicht die chemischen Wirkungen eintreten sollen, wie sie typisch bei der Wasserzersetzung und auch bei der Erzeugung von Aluminium auftreten. Man muß also Wechselstrom anwenden.

Man kennzeichnet diesen durch die Periodenzahl (Frequenz) d. h. den Wechsel innerhalb einer Sekunde.

Es wird Einphasiger und Dreiphasiger Wechselstrom angewandt. Letzterer heißt auch Drehstrom. Da Drehstromzentralen überall auf den Werken bestehen, und der Drehstromgenerator auch billiger ist, so liegt es im Interesse der Wirtschaftlichkeit, Drehstrom anzuwenden; um so mehr, als große Leitungsnetze unbeschadet Stromstöße aufnehmen können. Es bedingt dies aber von vornherein darauf konstruierte Öfen, die den in drei Kabeln zugeführten Strom aufnehmen.

Diese Forderung läßt sich allerdings nicht bei allen Systemen gleich gut durchführen.

Neuerdings hat man auch Zweiphasenwechselstrom, der aus dem Drehstromnetz abgezweigt wird, angewandt.

Sehr wichtig ist die Frage der Transformatoren. Kann man ruhende Transformatoren anwenden, so hat man nur geringe Verluste. Sie arbeiten mit einem Nutzeffekt von 97%. Muß man rotierende Transformatoren oder Umformer anwenden, hat man sehr große Verluste (Nutzeffekt oft nur 85%).

Das letztere ist nicht zu vermeiden, wenn die Stromgattung und die Periodenzahl nicht übereinstimmt. Es muß aber das Bestreben des Ofenkonstrukteurs sein, hier Übereinstimmung zu schaffen. Es gelingt dies am besten bei Drehstorm von üblicher Periodenzahl (15, 25, 50 Perioden in einer Sekunde). Allerdings sinkt mit Erhöhung der Periodenzahl auch der Leistungsfaktor $= \cos \varphi$.

Handelt es sich nur darum, eine hohe Netzspannung z. B. von 5000 Volt auf eine Spannung von 60—110 Volt, wie sie bei Lichtbogenöfen üblich ist (erstere bei Girod, Keller, Nathusius, letztere bei Héroult), zu bringen, so genügen einfache Transformatoren, wenn die Periodenzahl übereinstimmt.

Jeder Induktionsofen stellt einen ruhenden Transformator dar. Man spart also dessen Anlage; nur muß die primäre Periodenzahl von vornherein richtig sein.

In dieser Richtung ergibt sich im Zusammenhang mit dem Leistungsfaktor eine Überlegenheit des Röchling-Rodenhauser Ofens (z. B. 15 Perioden) gegenüber dem Kjellinofen, die mit wachsendem Einsatz größer wird.

Von dem Leistungsfaktor war soeben die Rede. Man kennzeichnet ihn als $\cos\varphi$. Es hat damit folgende Bewandtnis:

Bei Gleichstrom haben wir

A = Elektrische Arbeit in KWstunden $= e \cdot i \cdot t$; t = Zahl der Stunden.

Bei Wechselstrom

$$A = e \cdot i \cdot t \cdot \cos\varphi$$

und bei Drehstrom

$$A = e \cdot i \cdot t \cdot \cos\varphi \cdot \sqrt{3}.$$

Die Werte für $\cos\varphi$ sind sehr verschieden. Es kommen Werte zwischen 0,60—0,99 in Erscheinung.

Man berechnet den Wert, wenn A, e, i, t bekannt ist, aus obigen Gleichungen:

$$\cos\varphi = \frac{A}{e \cdot i \cdot t} \text{ und } = \frac{A}{e \cdot i \cdot t \cdot \sqrt{3}}.$$

Unter Stromdichte versteht man den Wert

$$D = \frac{\text{Querschnitt in qmm}}{\text{Ampère}}.$$

Das Einstellen der Elektroden bei Lichtbogenöfen geschieht fast immer selbsttätig mit Hilfe des Thuryregulators, der eine elektrische Wage darstellt. Wenn bei einer Vergrößerung oder Verringerung des Elektrodenabstandes die Spannung sich ändert, schlägt der Wagebalken aus und treibt den Windenelektromotor entweder rechts oder links herum an.

Über die Verluste, die sich aus unmittelbaren Verlusten an elektrischer Energie und Wärmeverlusten zusammensetzen, findet der Leser S. 550 u. f. Angaben.

Ein Eintauchen der Elektroden in das Eisenbad muß deshalb ausgeschlossen werden, weil sogleich eine Kohlung des Eisens eintritt, die kaum regelbar ist und auch in Fällen, in denen sie erwünscht ist, meist zu hohe C-Gehalte liefern würde.

Der Bau elektrischer Ofen.

Die Auswahl der feuerfesten Baustoffe lehnt sich an den Martinofen an. Es bestehen saure und basische Herde, letztere ebenso wie beim Martinofen vorwiegend. Beim basischen Ofen trägt ein Unterbau aus Magnesitsteinen den Dolomitstampfherd und anderseits die Wände und das Gewölbe aus Silikasteinen.

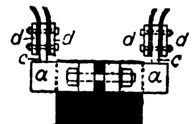
Eine früher gehandhabte ausschließliche Verwendung von Magnesit (auch für das Gewölbe) ist aufgegeben.

Chromeisenstein ist versucht, aber wieder verlassen, weil er erweichte.

Um das Gewölbe schnell auswechseln zu können, versteift man es durch einen Rahmen oder Ring, um es einfach abheben zu können.

Für saure Öfen verwendet man eine Bodenmasse aus 80°/₀ alten Silikasteinen, 6°/₀ Ton, 14°/₀ Teer, darüber Wände und Gewölbe aus Silikasteinen[1]).

Die Elektroden dürfen nicht in hocherhitztem Zustande mit der Außenluft in Berührung kommen, weil sie starken Abbrand erleiden.





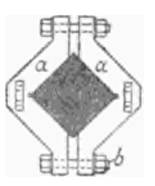


Abb. 361. **Zusammenkuppeln von Elektrodenenden** (Stahl und Eisen, 1913, S. 472).

Abb. 362. **Elektrodenfassung** Stahl und Eisen, 1913, S. 473.

Abb. 363. **Elektrodenfassung unter Anwendung von Wasserkühlung** (Stahl und Eisen, 1913, S. 475).

Sie werden deshalb durch Öffnungen eingeführt, die von wassergekühlten Metallkörpern eingerahmt werden. Sonst hat man nur Wasserkühlung bei Lichtbogenöfen, die mit Bodenelektroden arbeiten (Girod, Nathusius).

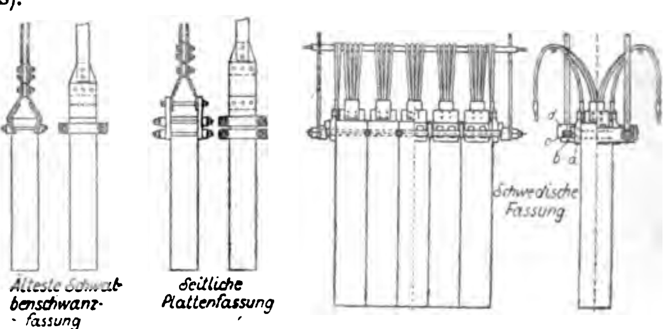


Abb. 364. **Elektrodenfassungen älterer Art** (Stahl und Eisen, 1908, S. 838).

Die Elektroden und ihre Haltbarkeit spielen eine große Rolle. Ihre Abnutzung wird durch guten Schluß der Türen und möglichste Fernhaltung von Lufteintritt vermindert, kann aber natürlich niemals ganz aufgehoben werden, weil die Kohle vergast und ihre Oxydation schon bei 375—490° beginnt (Moissan). Graphit scheint widerstandsfähiger zu sein, aber andere Übelstände zu haben[2]).

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 89.

[2] Vgl. Rodenhauser-Schoenawa, S. 68 und 81.

Über Elektrodenherstellung findet der Leser Stahl und Eisen, 1912, S. 1857 Angaben. Als Rohstoffe dienen Koks, Retortengraphit, Petroleum-Koks, Anthrazit, Graphit, die unter Luftabschluß geglüht und dann gemahlen und gesiebt werden. Als Bindemittel dient Teer. Dem Mischen folgt das Pressen, dann das Brennen unter Einbettung in feinem Koksstaub (behufs Luftabschluß), dann die elektrische Prüfung. Spez. Widerstand = 45-100 Ω [1]).

Über Elektrodenfassungen siehe Stahl und Eisen, 1913, S. 472/555. Man unterscheidet Kopffassungen und Durchschiebfassungen. Letztere bilden die Regel bei Elektrostahlöfen. Vielfach ist die Fassung mit Wasserkühlung versehen. (Abb. 362 bis 364.)

Die Kabel müssen in hängenden Schleifen herangeführt werden.

Abgenutzte Elektroden kann man mit Hilfe von metallenen Gewindekörpern (Nippel) anstücken. (Abb. 361.)

Als größte Elektrodenabmessungen gelten die Querschnitte von 550 mm □ und 625 mm ⌀ [2]).

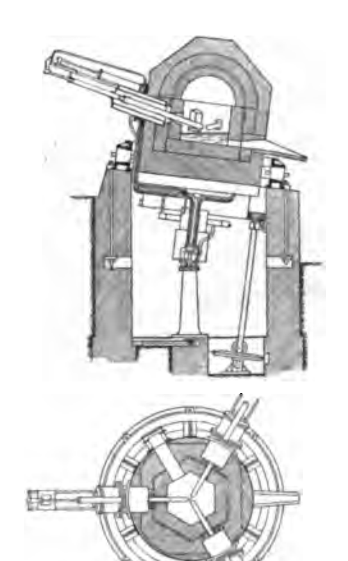


Abb. 365. Staßanos Drehstromofen für 1000 kg Einsatz bei Mönkemöller in Bonn. Die im Hauptnetze bestehende Spannung von 5200 Vol. wird unmittelbar neben dem Ofen auf 105—110 Volt heruntertransformiert. Die Elektroden werden hydraulisch von Hand eingestellt. Der Ofen ist um eine schiefe Achse drehbar. Dadurch wird dieselbe Wirkung wie beim Kippofen erzielt. (Vgl. Stahl und Eisen, 1908, S. 654, aus der Feder des Verfassers.)

Bei den Induktionsöfen hat man die Windungskörper und die Eisenkörper zu kühlen. Es geschieht dies durch Gebläsewind. Die Eisenkörper versieht man zu diesem Zweck mit Kanälen, indem man den Abstand der Bleche künstlich vergrößert.

Alle neuzeitlichen Elektrostahlöfen sind als Kippöfen gebaut, um ein Abstechen zu umgehen.

Nur Staßano hat, um die gleiche Wirkung zu erreichen, den Ofen nach dem Vorbilde des Pernotofens (S. 378) drehbar um eine schiefe Achse gemacht (Abb. 365), auch gibt es Schmelzfässer, z. B. den Ofen von Rennerfeld. (Abb. 374.)

Im übrigen sei auf die Texte der Abbildungen verwiesen.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1913, S. 472 und 555. Vgl. auch ebenda 1912, S. 1423, wo eine Kurve die Beziehung zwischen Elektrodenquerschnitt und Stromstärke veranschaulicht.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 472 und 555.

Die verschiedenen Ofensysteme.

Lichtbogenöfen.

A. Staßano's Ofen

in ursprünglicher Form wurde im Jahre 1899 in Darfo als elektrischer Stückofen betrieben, um Flußeisen und Flußstahl unmittelbar aus Eisenerzen zu erzeugen [1]). (Abb. 358.)

Der Versuch mißlang. Staßano wandte sich dann dem Stahlschmelzen zu und erzielte in Turin gute Erfolge. Abb. 365 kennzeichnet einen solchen Ofen, für Drehstrom konstruiert, der in Bonn aufgestellt ist, um sehr weichen Stahlformguß zu erzeugen [2]).

Es ist der einzige reine Lichtbogenofen [3]). Der Lichtbogen bildet sich zwischen den Spitzen der Kohlenelektroden, hängt aber infolge der Wirkung des magnetisch gewordenen Eisenbades guirlandenartig herab.

Der Ofen ist als Stahlformgußofen mit kaltem, nicht zu großem Einsatz (bis 3 t) mit gutem Erfolg betrieben. Er hat den Vorzug großer Einfachheit.

Abb. 366.
Ofen von Héroult. Schematische Darstellung. Einphasenwechselstrom mit 33 Perioden. d. und e. sind Elektroden, deren richtiger Abstand selbsttätig geregelt wird. Am Ofen befinden sich gut schließende Türen und Schaulöcher, um Zusätze geben zu können.

B. Héroult's Ofen [4]).

Er wurde in Deutschland 1906 bekannt. Damals errichtete Lindenberg in Remscheid eine solche Anlage. Es ist der Ofen, der die größte Verbreitung gefunden hat. Abb. 359b und 366 stellen schematisch einen mit Einphasenwechselstrom betriebenen Ofen dar. Der Elektrodenabstand ist so groß gehalten, daß der Strom gezwungen wird, von einer Elektrode zur anderen durch das Bad hindurch zu gehen.

Der Ofen arbeitet aber auch mit Widerstandswärme infolge des Stromdurchgangs durch die Schlacke und das Eisen. Die letztere ist aber unwesentlich (vgl. S. 524).

Die Elektroden tauchen im Gegensatz zur Patentbeschreibung nicht in die Schlacke, sondern bleiben etwa 45 mm entfernt.

Der Ofen wird auch mit Drehstrom betrieben [5]). (Abb. 366a.)

---

1) Stahl und Eisen, 1900, S. 232 und 1904, S. 686 (Neumann).

2) Stahl und Eisen, 1908, S. 654. Stahlformguß aus dem elektrischen Ofen. Aus der Feder des Verfassers.

3) Neuerdings kann der ihm nachgebildete Rennerfeldofen auch diesen Anspruch machen.

4) Stahl und Eisen, 1907, S. 41 (Eichhoff) und 1908, S. 844 (Derselbe). Ebenda 1911, S. 589 (Feinbleche).

5) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1423.

Zum Schrottschmelzen ist er weniger geeignet, weil die Stromstöße zu stark sind. Er wird u. a. bei Lindenberg in Remscheid, in Bismarckhütte und »Deutscher Kaiser« zum Veredeln und Abstehenlassen benutzt und zu diesem Zweck mit flüssigem Einsatz aus dem Martinofen oder Konverter beschickt. Auf letztgenanntem Werk ist man bis zu 25 t Einsatz gegangen [1]). Die Spannung am Ofen beträgt 110 Volt.

Neuerdings ist er für Stahlformguß mit geringerer Spannung gebaut, z. B. Drehstrom von 60 Volt, 60 Perioden, bei 2 t kaltem Einsatz. Er wird auch zum Ferromanganschmelzen benutzt (vgl. S. 196).

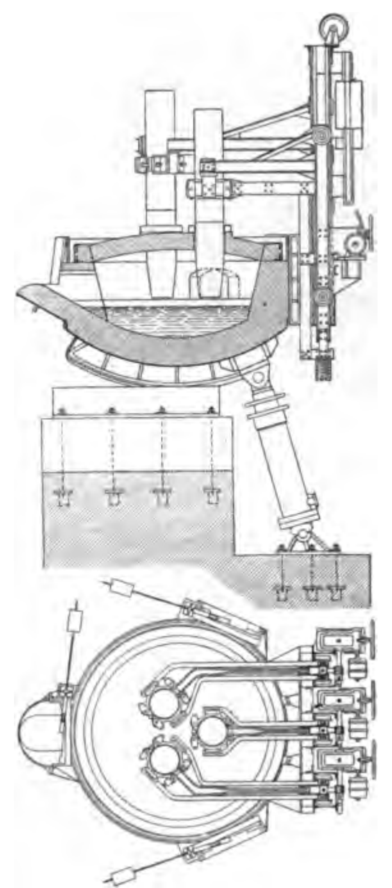


Abb. 366a. Héroultofen, mit Drehstrom betrieben, für ein Fassungsvermögen von 5—10 t. (Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 585.)

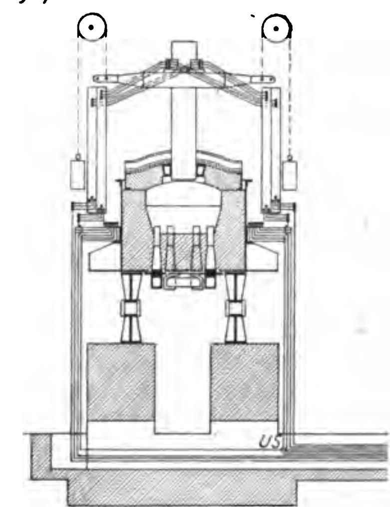


Abb. 367. Girodofen für 3 t Einsatz in Gutehoffnungshütte mit sechs Bodenelektroden. Der Ofen wird mit einphasigem Wechselstrom (75 Volt) betrieben, der durch Umformung aus Drehstrom (3000 Volt) gewonnen wird. Stahl und Eisen, 1911, S. 1165.

C. Der Ofen von Girod [2]). (Abb. 367—370.)

Der für Ferrolegierungen schon lange zuvor benutzte Ofen wurde erst etwa um 1909 in den Eisenhütten bekannt.

---

[1]) Neuere Angaben über große Héroultöfen macht Eilender, Stahl und Eisen, 1913, S. 585.

[2]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1823. Ebenda 1909, S. 1242, 1303 und 1761 (Borchers). Ebenda 1911, S. 1166 und 1258 (Müller). Ebenda 1912, S. 2047 (Stephan).

Er gleicht dem Héroultofen im äußeren Aufbau, läßt aber den Strom senkrecht durch das Bad hindurchtreten, wobei sich Lichtbögen zwischen den Kohleelektroden und der Badoberfläche bilden. Die Stromeinführung

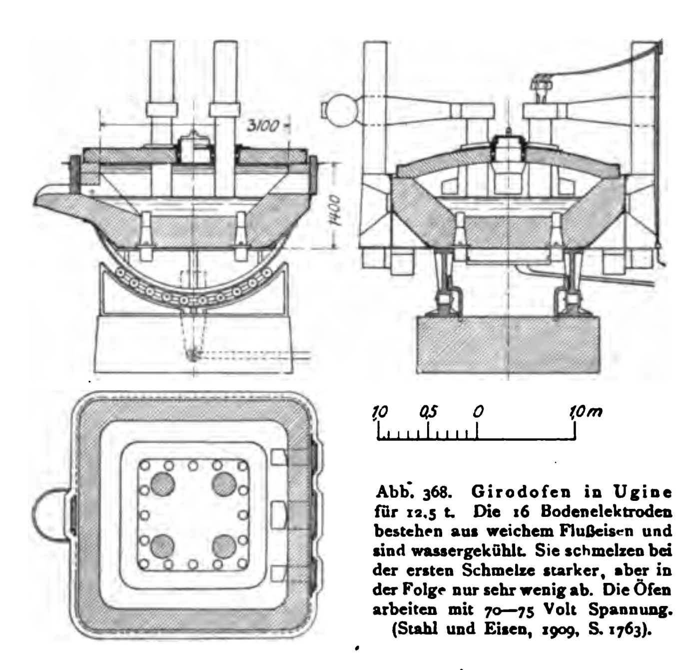


Abb. 368. Girodofen in Ugine für 12,5 t. Die 16 Bodenelektroden bestehen aus weichem Flußeisen und sind wassergekühlt. Sie schmelzen bei der ersten Schmelze starker, aber in der Folge nur sehr wenig ab. Die Öfen arbeiten mit 70—75 Volt Spannung. (Stahl und Eisen, 1909, S. 1763).

geschieht durch Bodenelektroden aus weichem Eisen, die in ihrem unteren Teile wassergekühlt sind. Sie ragen etwas über die Herdsohle hinaus, schmelzen zuerst stark, dann aber nur unbeträchtlich ab. Ihre Zahl hält man größer als die der Kohleelektroden.

Da der Widerstand gering ist, genügt eine Spannung von 65 Volt. Man kann infolgedessen, ohne zu große Stromstöße befürchten zu müssen, auch mit festem Einsatz arbeiten. Wenn man ihn als reinen Lichtbogenofen auffaßt, begeht man ebenso wie beim Héroultofen nur einen geringen Fehler (vgl. S. 524 und 552).

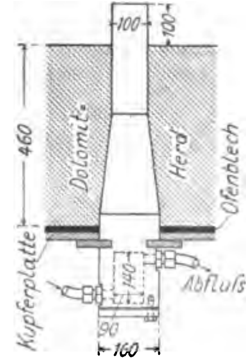


Abb. 369. Wassergekühlte Bodenelektrode des in Abb. 367 dargestellten Gutehoffnungshütter Girodofen.

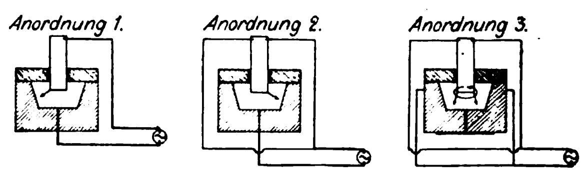
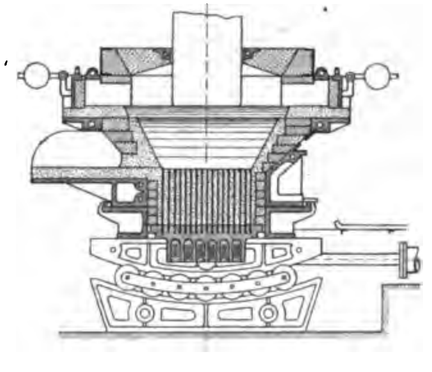


Abb. 370. Versuche am Girodofen (schematisch dargestellt) um die beste Lichtbogenverteilung zu ermitteln (Stahl und Eisen, 1911, S. 1166).

Der Ofen wird neuerdings auch als Drehstromofen gebaut. Er hat Einsätze bis zu 12 t erhalten. Der Verfasser fand ihn u. a. in Gutehoffnungshütte und Baildonhütte im Betriebe.

D. Der Ofen von Keller[1]. (Abb. 371.)

Er gleicht dem Girodofen, nur ist sein Boden aus senkrechten Eisenstäben, die in feuerfester Masse eingestampft sind, gebildet. Es war der erste elektrische Ofen, der zum Ferromanganschmelzen[2]) angewendet wurde, wozu ihn die geringe Spannung besonders geeignet macht. Später hat man aber auch alle anderen Systeme dazu herangezogen.



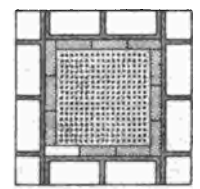


Abb. 371. Ofen von Keller. Die 25 bis 30 mm von einander entfernten Eisenstäbe sind von einer Stampfmasse, die vorzugsweise aus Magnesit besteht, umgeben. Bei Drehstrom werden statt der einen, drei Kohleelektroden angewendet (Stahl und Eisen, 1909, S. 1302).

E. Der Ofen von Nathusius[3]). (Abb. 372 und 373.)

Er ist neueren Datums. Er gleicht dem Girodofen, nur stehen Boden- und Kohleelektroden einander genau gegenüber. Die ersteren reichen nicht ins Bad hinein, wie bei Girod, sondern lassen 80 mm Dolomit dazwischen. Es tritt also die Wirkung des Dolomits als Leiter II. Klasse in Geltung. Die Wirkung ist die, daß außer den von unten nach oben gerichteten Strömen seitliche Ströme zwischen den Kohlenelektroden und Bodenelektroden fließen. Insofern besteht also eine Anlehnung an Héroult.

Der Ofen wird nur als Drehstromofen ausgeführt und hat infolgedessen 3 Kohleelektroden. Der erste Nathusiusofen ist in Friedenshütte aufgestellt (6 t). Durch einen Patentprozeß lange zurückgedrängt, hat der Nathusiusofen erst in neuester Zeit Anerkennung und volle Beachtung gefunden.

[1]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1303.

[2]) Stahl und Eisen, 1912, S. 426.

[3]) Stahl und Eisen, 1910, S. 1067 und 1411. Ebenda, 1912, S. 1136 und 1181. Ebenda, 1914, S. 415.

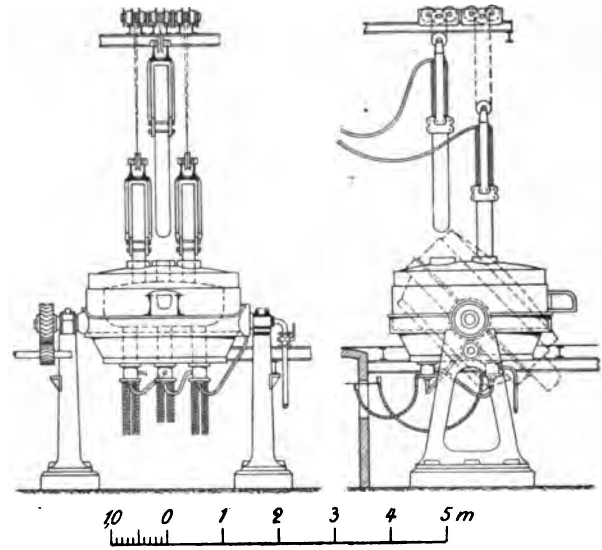


Abb. 372. **Nathusiusofen für $5^1/_2$ t Einsatz.** Drehstrom. 3 Kohleelektroden. Die verkettete Spannung beträgt 110 Volt, die unverkettete (Phasenspannung) 63 Volt. (Stahl und Eisen, 1910, S. 1410.)

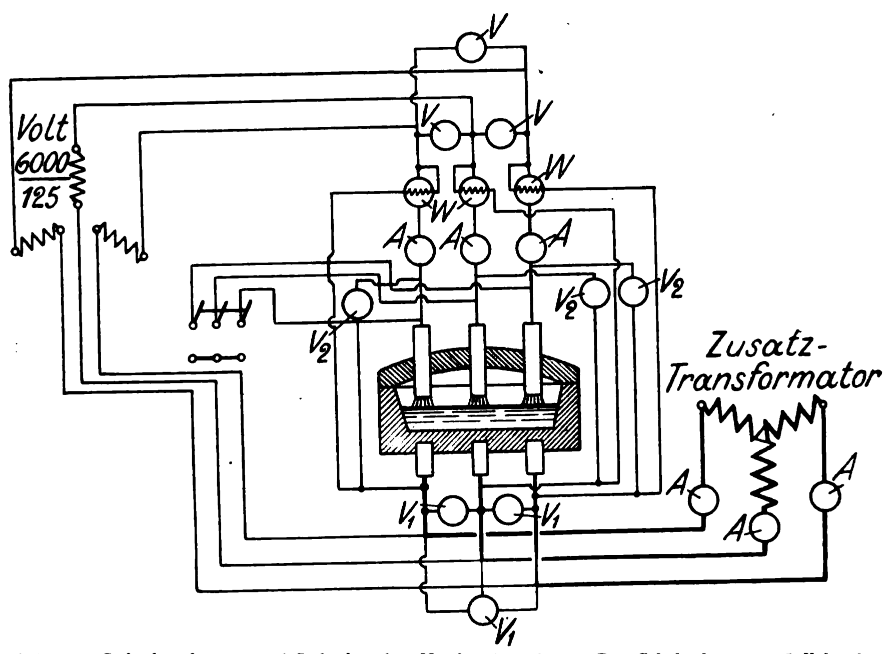


Abb. 373. **Schaltschema und Schnitt des Nathusiusofens.** Das Schaltschema ermöglicht das Arbeiten mit und ohne Oberflächenelektroden. Das erstere findet in der Frisch- und Entphospherungsperiode, das letztere (bei viel geringerer Temperatur) in der Desoxydations- und Abstehperiode statt Vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 1410.

F. Der Ofen von Chaplet.

Er ist in Deutschland bisher nicht eingeführt. Er ist dem Girodofen verwandt; nur sind die eisernen Elektroden nicht von unten eingeführt, sondern von oben in eine abgezweigte Schmelzrinne eingehängt.

G. Der Ofen von Rennerfeld[1]). (Abb. 374.)

Er ist neuen Datums und lehnt sich an den Staßanoofen an. Den Schmelzraum bildet ein Schmelzfaß.

H. Der Ofen von Helfenstein und der Elektrometall Co.

(Grönwall, Lindblad, Stahlhane) ist in Bd. I, genannt. Er ist bisher nur zur Roheisenerzeugung angewandt.

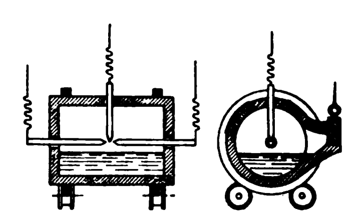
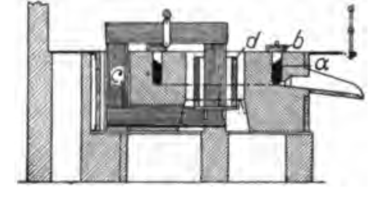


Abb. 374. Rennerfelds Schmelzfaß für kleine Einsätze (z. B. 100 kg) für Stahlformguß. Zwischen feuerfesten Steinen und Mantel ist eine 13 mm starke Lage von Asbestpappe eingefügt. Drehstrom (vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 328).



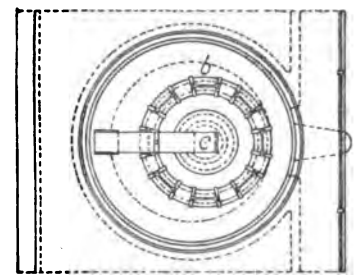


Abb. 375. Ofen von Kjellin in Gysinge (Schweden). a = Schmelzrinne, b = Deckel, c = Eisenkörper aus dünnen weichen Blechen, d = Wickelungspule. Stahl und Eisen, 1904, S. 766.

Induktionsöfen.

I. Der Ofen von Kjellin[2]). (Abb. 360 und 375.)

Es war der erste brauchbare Induktionsofen (1899 in Gysinge). Es sei hier auf die Ausführungen S. 522 verwiesen. In Deutschland hat ihn der Röchling-Rodenhauserofen zurückgedrängt. Er ist in Baildenhütte und Poldihütte im Betriebe.

Kennzeichnend für ihn ist das starke Kreisen des flüssigen Einsatzes in der Rinne, das ein Schiefstellen der Oberfläche zur Folge hat. Es hängt dies mit Kraftlinien zusammen, welche die Rinne umkreisen (Engelhardt)[3]). Dieses Kreisen, das allen Induktionsöfen eigentümlich ist, bedingt eine gute Vermischung, hat aber den Übelstand, daß sich Schlackenkrusten ansetzen.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 328.

[2]) Stahl und Eisen, 1902, S. 1022; Ebenda, 1905, S. 149; Ebenda, 1907, S. 82; Ebenda, 1911, S. 1900; Ebenda, 1914, S. 801.

[3]) Rodenhauser-Schoenawa, S. 155.

K. Der Ofen von Frick[1]). (Abb. 360 und 376.)

Er gleicht dem Kjellinofen (vgl. S. 523). Der Verfasser sah ihn bei Krupp im Betriebe.

L. Der Ofen von Hiorth[2]).

Er gleicht ebenfalls dem Kjellinofen, nur ist der Schenkel außerhalb der Schmelzrinne mit der Wickelung versehen. Er ist in Deutschland nicht eingeführt.

M. Der Ofen von Röchling-Rodenhauser[3]).

(Abb. 360 und 377—379)

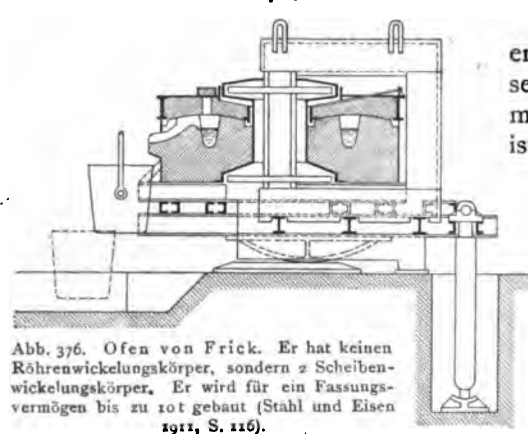


Abb. 376. Ofen von Frick. Er hat keinen Röhrenwickelungskörper, sondern 2 Scheibenwickelungskörper. Er wird für ein Fassungsvermögen bis zu 10 t gebaut (Stahl und Eisen 1911, S. 116).

Er ist aus dem Kjellinofen entwickelt, hat aber eine ganz selbständige Form angenommen. Der Entwickelungsgang ist etwa folgender:

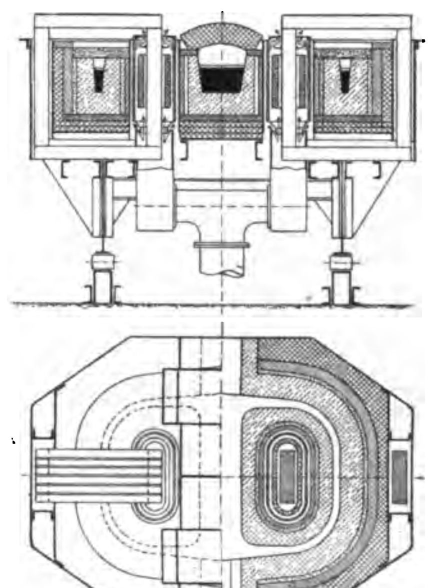
Zunächst wurde der Ofen zum Kippofen gemacht und sonst äußerlich verbessert. Sodann wurde die Rahmen- und Wickelungsanordnung derartig verändert, daß die Anzahl der Perioden vergrößert werden konnte, ohne den Leistungsfaktor (cos φ) erheblich herabzusetzen. Dies bedeutet gegenüber dem Kjellinofen, der z. B. bei 4 t Fassungsvermögen mit nur 7 Perioden arbeitet, einen wirtschaftlichen Fortschritt.

Bei der Umgestaltung des Wickelungsrahmens ergab sich eine Herdanordnung, bei der in der Mitte ein genügend großer Raum geschaffen wurde, um Zusätze bequem einführen und schmelzen zu können. Dies ist bei der engen Schmelzrinne des Kjellinofens nicht leicht. Abgesehen davon wurde noch eine zweite Wickelung gegeben, sodaß man im Sinne der Abb. 360 eine Primär- und eine Sekundärwickelung hat. In letzterer wurde durch die Wirbelströme ein zweiter Strom induziert und in Kupferschuhe geleitet, die im Dolomit des Herdes eingebettet sind. Es gilt das, was auf S. 525 von Leitern II. Klasse gesagt ist. Wenn die Herdmasse heiß geworden ist, senden diese Kupferschuhe einen Strom durch das Eisenbad.

1) Stahl und Eisen, 1911, S. 111. Ebenda, 1913, S. 1871.
2) Stahl und Eisen, 1910, S. 1067.
3) Stahl und Eisen, 1907, S. 82 und 1605. Ebenda, 1908, S. 1163. Metallurgie, 1909, S. 445.

Ein weiterer Fortschritt bestand in der Anwendung des Drehstroms. Der Ofen erhält dann die Form wie in Abb. 378. Rodenhauser hat das Verdienst, den ersten Drehstromofen konstruiert zu haben.

Der Ofen ist bis zu einem Fassungsvermögen von 15 t ausgeführt.



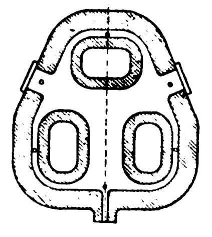


Abb. 378. **Drehstromofen von Röchling-Rodenhauser** (schematisch dargestellt, nach Stahl und Eisen, 1908, S. 1165).

Abb. 377. **Ofen von Röchling-Rodenhauser** mit 2 Eisenrahmen, die jeder eine primäre und sekundäre Wickelung haben (vgl. Abb. 360). Die Pfeile deuten die Kühlung durch Gebläseluft an.



Abb. 379. **Ansicht des Röchling-Rodenhauserofens** nach einer vom Stahlwerk Röchling in Völklingen zur Verfügung gestellten Photographie.

N. Der Ofen von Schneider in Creusot[1] (Abb. 380) ist eine Verbindung des Kjellinofens mit zwei Rahmen und des Ginofens.

Öfen, die mit Lichtbogenwärme und beträchtlicher Widerstandswärme arbeiten.

Als ein solcher kann auch der Ofen von Nathusius angesehen werden.

O. Der Ofen der Paragon Co[2]. (Abb. 381.)

Er stellt einen Lichtbogen-Drehstromofen dar, in dessen Herdfutter drei Stromleiter wie beim Röchling-Rodenhauserofen eingebettet sind, um Widerstandswärme unmittelbar zu erzeugen. Von seiner Einführung in Deutschland ist noch nichts verlautet.

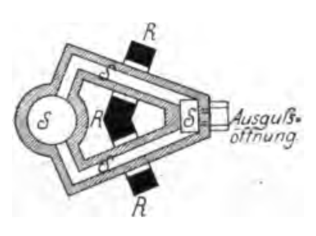


Abb. 380. Ofen von Schneider in Creusot. S = Schmelzrinne, R = Doppelrahmen aus weichem Eisenblech (vgl. Stahl und Eisen, 1908, S. 1479).

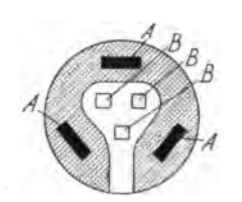


Abb. 381. Schematische Darstellung des Ofens der Paragon El Co. (Drehstromofen). A = Leitungsschuhe aus Kupfer. B = Kohleelektroden, wie bei einem Drehstrom-Lichtbogenofen.

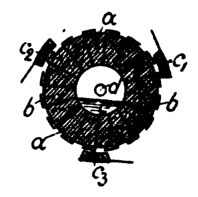


Abb. 382. Ofen von Ischewski (Trommelofen). a = feuerfeste Steine, b = n die Fugen eingelegte Elektroden, c = Bürsten, e = Eisenbad, d = Eintragsöffnung (vgl. Stahl und Eisen, 1908, S. 726).

P. Der Ofen von Stobie.

Er gleicht dem Paragonofen, scheint aber nicht mit Drehstrom betrieben zu werden und hat infolgedessen nur zwei Kohleelektroden und zwei Kupferschuhe. In Deutschland ist er nicht eingeführt.

Öfen mit reiner Widerstandswärme, ohne Zuhilfenahme der Induktion.

Q. Der Ofen von Gin.

Von ihn war S. 521 die Rede (vgl. Abb. 357). Er hat nur historisches Interesse.

V. Der Ofen von Ichewski[3]. (Abb. 382.)

Er ist ein Schmelzfaß, dessen Auskleidung aus Schamottsteinen besteht, zwischen denen Eisenbleche eingelagert sind, um den Strom

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1479.
[2]) Stahl und Eisen, 1911, S. 738.
[3]) Stahl und Eisen, 1908, S. 726.

vom Mantel aus heranzuführen (vgl. die Ausführungen über Leiter II. Klasse S. 525). In der Beschreibung wird auf die Theorie der Jablokoffschen Kerze verwiesen. Der Ofen soll in Briansk aufgestellt sein. Weiteres hat man nicht erfahren.

Andere hier noch nicht genannte Systeme kann der Leser aus dem Buche von Oswald Meyer kennen lernen.

Die Auswahl des Ofensystems.

Statistik der elektrischen Öfen.

Lichtbogenöfen			Induktionsöfen und Öfen gemischten Systems		
System	1910[1]	1914[2]	System	1910	1914
Héroult	29	69	Röchling-Rodenhauser	14	20
Girod	17	33	Kjellin	12	14
Staßano und Bonner Maschinenfabrik	6	23	Frick	1	6
Nathusius	2	8	Hiorth	1	1
Keller	6	8	Andere	4	2
Elektrometall	4	20			
Chaplet	5	15			
Lorentzen	—	8			
Andere	3	11			
Zusammen:	72	195	Zusammen:	32	43

Von diesen 195 + 43 = 238 Öfen (1914) entfielen 56 + 5 = 61 auf Deutschland und Luxemburg, 30 auf die Vereinigten Staaten, 37 auf Frankreich, 21 auf England, 19 auf Schweden, 17 auf Österreich-Ungarn, 14 auf Norwegen, 13 auf Italien, 10 auf Rußland, 4 auf Belgien, 3 auf Kanada, 3 auf die Schweiz.

Das Urteil darüber, welches Ofensystem man bevorzugen soll, ist durch Reklame und den Umstand, daß manchem Ofensysteme Patentstreitigkeiten entgegenwirkten oder entgegenwirken, sehr erschwert. Auch ist die Sache noch zu neu.

Es führen wie überall viele Wege zum Ziel, wenn nur jeder folgerichtig entworfen und ausgebaut ist. Lehrgeld muß immer bezahlt werden. Es sollen hier einige kurze Hinweise gegeben werden:

Nach Ausweis der Statistik scheint es so, als wenn die Lichtbogenöfen in letzterer Zeit mehr zur Anwendung gelangt seien wie der Induktionsofen. Aber man muß abwarten. Gerade in neuerer Zeit haben sich

[1]) Stahl und Eisen, 1910, S. 498. Die Zahl der außer Betrieb gekommenen Öfen wurde dabei abgezogen.

[2]) Nach dem Buche von Oswald Meyer 1914.

die Werke, die Werkzeugstahl und andere Sonderstähle anfertigen mit dem Induktionsofen befreundet, weil sie kein Abbrechen der Elektroden zu befürchten brauchen, was bei den teuren Einsätzen sehr mißlich ist, und weil eine vorzügliche Vermischung infolge der Strömung des flüssigen Metalls besteht. Auch legt man hier auf die Entfernung des Phosphors und Schwefels vielfach gar keinen Wert, weil das Einsatzgut entsprechend ausgewählt ist. Um flüssiges Thomas- oder Martinflußeisen zu raffinieren, bevorzugt man den Lichtbogenofen, um nicht durch die enge Rinne der Induktionsöfen bei der Schlackenarbeit behindert zu sein, auch gelingt infolge der höheren Temperatur unter den Elektroden die Entschwefelung besser.

Fester Einsatz veranlaßt Stromstöße. Am geringsten fallen diese in den Induktionsöfen aus. Daher finden wir diese vielfach für Stahlformguß in Anwendung. Unter den Lichtbogenöfen hat in dieser Richtung der Girodofen, Kellerofen und Nathusiusofen einen Vorsprung vor dem Héroultofen. Ein Vorzug des letzteren ist die Bewältigung sehr großer Einsatzgewichte, obwohl man abwarten muß, ob dies nicht auch den anderen Lichtbogenofensystemen, namentlich dem Girodofen und Nathusiusofen ebenso gut gelingt.

Sehr wichtig ist es, wie bereits oben erwähnt, ob der Ofen als Drehstromofen gebaut werden kann.

Der Induktionsofen wird infolge der teuren Wickelungen ein höheres Anlagekapital erfordern, hat dafür aber keine Ausgabe für Elektroden, deren Abnutzung nicht unterschätzt werden darf, namentlich dann, wenn die Türen häufig geöffnet werden müssen.

Unter gleichen Verhältnissen hat der Induktionsofen geringere Energieverluste wie der Lichtbogenofen.

Die beste Ausnutzung der elektrischen Energie hat anerkanntermaßen der Röchling-Rodenhauser Drehstromofen.

Die beim Girod- und Nathusiusofen angewandte Wasserkühlung bereitet nur geringe Unkosten und Wärmeverluste und kommt der Haltbarkeit des Herdes zu Gute (vgl. S. 553).

Ein steiriches Werkzeugstahlwerk benutzt den elektrischen Ofen nur um niedriggekohlte Kohlenstoffstähle herzustellen, (nicht legierte) und hat den Tiegelbetrieb im alten Umfange aufrechterhalten.

Der Abbrand ist in Lichtbogenöfen etwas geringer als in Induktionsöfen, weil man besser abschlacken kann.

Die chemischen Vorgänge im elektrischen Ofen.

Sie sind im Allgemeinen dieselben wie im Martinofen. Nur bestehen Unterschiede, die dadurch veranlaßt werden, daß die Feuergase wegfallen und wenigstens in Lichtbogenöfen eine höhere Temperatur besteht.

Daß die Feuergase wegfallen ist bemerkenswert, weil mit ihnen ihr Schwefelgehalt und die stark oxydierenden Eigenschaften verschwinden. Es ist deshalb in idealer Weise möglich, das Flußeisen mit Schlacke bedeckt, bei dicht verschlossenen Türen abstehen zu lassen. Wenn man auf die Bad- oder Schlackenoberfläche Petroleumkoks aufstreut, erreicht man, daß die Schlacke weiß und praktisch eisenfrei ist. Sie übt dann keine frischende Wirkung aus; eine Neubildung von FeO innerhalb des vorher desoxydierten Eisenbades ist unmöglich, und man kann bei genügend langer Zeit die Zuversicht haben, daß gasförmige und flüssige Desoxydationserzeugnisse an die Oberfläche gelangt sind, und man blasenfreies und schlackenfreies Flußeisen erhält.

Daß die Erwartung vielfach zutrifft, bestätigt die Erscheinung, daß man durch Überführen des Flußeisens aus dem Konverter- oder Martinofen in den elektrischen Ofen, auch wenn der P- und S-Gehalt unverändert bleibt, die Qualität erheblich verbessern kann. Dies zeigt sich z. B. bei Rohrknüppeln für Mannesmannwalzverfahren, die ohne elektrischen Ofen nur bei edelstem (schwedischem) Einsatz gelingen und auch dann noch unter Entfall von viel Ausschuß [1]).

Natürlich wäre es falsch, vollkommene Abhaltung aller oxydierenden Einflüsse zu erwarten. Schon durch die Poren des feuerfesten Futters (Magnesit ist außerordentlich luftdurchlässig) hindurch gelangt der Luftsauerstoff zum Flußeisen. Man ist deshalb dem Gedankengange gefolgt, den das Tiegelverfahren weist und hat sich, ebenso wie beim sauren Martinofen, die Einwanderung des Si aus dem Ofenfutter in das Flußeisen zu Nutze gemacht. Auf diese Weise ist in neuerer Zeit der elektrische Ofen mit saurem Futter vielfach eingeführt, obwohl bei ihm von einer Verminderung des P- und S-Gehalts nicht oder kaum (inbezug auf letzteren) die Rede sein kann.

Die Entschwefelung wird uns noch eingehend beschäftigen.

Es sollen die Eisenbegleiter der Reihe nach durchgesprochen werden:

Das Verhalten des Siliziums.

Bemerkenswert ist die von mehreren Seiten unabhängig von einander genannte starke Einwanderung des Si aus der Schlacke und dem Ofenfutter

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO,$$

wobei der Kohlenstoff aus dem letzteren (Teer ist dann als Bindemittel verwandt) [2]) und aus dem Einsatz stammt. So behauptet Müller [3]),

[1]) Der Verfasser stellte z. B. fest, daß die im elektrischen Ofen erzeugten Rohrknüppel roh gegossen zur Verladung gelangten, während sie vorher gewalzt werden mußten, um alle Fehler zu sehen und um nachputzen zu können.

[2]) Bodenmasse aus 80% alten Silikasteinen, 6% Ton, 14% Teer. Stahl und Eisen, 1914, S. 89.

[3]) Stahl und Eisen, 1914, S. 89. Auch auf einem anderen niederrheinischen Werke fand der Verfasser ähnliche Beobachtungen. Der Si-Gehalt des Einsatzes stieg bisweilen um 0,3%.

daß die Si-Aufnahme achtmal so stark wie beim Tiegel sei. Die Ursache ist zweifellos in der hohen Temperatur zu suchen.

Abgesehen von der wirkungsvollen Desoxydation besteht der Vorteil darin, daß dies Si aufgenommen wird, ohne daß SiO_2 entsteht, das beim Geben von Ferrosilizium niemals ausgeschlossen werden kann.

Eine Beziehung zum Feuchtigkeitsgehalt der Luft ist in »Deutscher Kaiser« beobachtet. Wilke fand im Sommer eine um 6 % stärkere Si-Aufnahme als im Winter (+ 0,15 Si). Dies würde den Schluß nahelegen, daß die Einwanderung des Si auf dem Wege über Siliziumwasserstoff erfolgt.

Das Verhalten des Phosphors.

Es ist das gleiche wie im Martinofen, nur verläuft die Entphospherung im basischen Ofen bei einer stark frischenden Schlacke, die aus Walzsinter und Kalk gebildet wird, ungleich schneller und wirkungsvoller.

Dies Ergebnis ist auffallend, weil hohe Temperatur, wie wir vom Konverter wissen, der Entphospherung hinderlich ist. Hier kommt aber noch mehr als beim Martinofen der Umstand zur Geltung, daß eine gut flüssige reaktionskräftige Schlacke gleich von vornherein und stetig, im Gegensatz zum Konverter vorhanden ist.

Eichhoff nennt P-Gehalte, die bis zu 0,003 % herabgehen. Das Schaubild (Abb. 383) läßt einen solchen, herabgehend bis etwa 0,012 % erkennen.

Wenn auch bei so geringen Gehalten die Analysenfehler großen Einfluß üben, so kann man doch behaupten, daß der P-Gehalt weiter erniedrigt werden kann wie im Martinofen.

Im sauren Ofen findet natürlich keine Entphospherung statt.

Das Verhalten des Schwefels.

Im basisch zugestellten elektrischen Ofen kann, nachdem die frischende und entphosphernde eisenreiche Schlacke entfernt ist, eine, praktisch genommen, eisenfreie Schlacke erzeugt werden, indem gemahlener Petroleumkoks und Kalk aufgebracht wird, dem man, um ihn zu verflüssigen, Flußspat und Sand zufügt.

Dieser eisenfreien Schlacke fällt auch hinsichtlich der Entschwefelung eine bedeutungsvolle Rolle zu, die verschieden gedeutet ist. Tatsache ist, daß ohne eine solche eisenfreie Schlacke die Entschwefelung nicht gelingt. Dies ist bei Ofen aller Systeme unabhängig von einander beobachtet.

Daraus folgt, daß es nicht richtig ist, dem FeO-Gehalt der Schlacke eine entschwefelnde Wirkung zuzuschreiben.

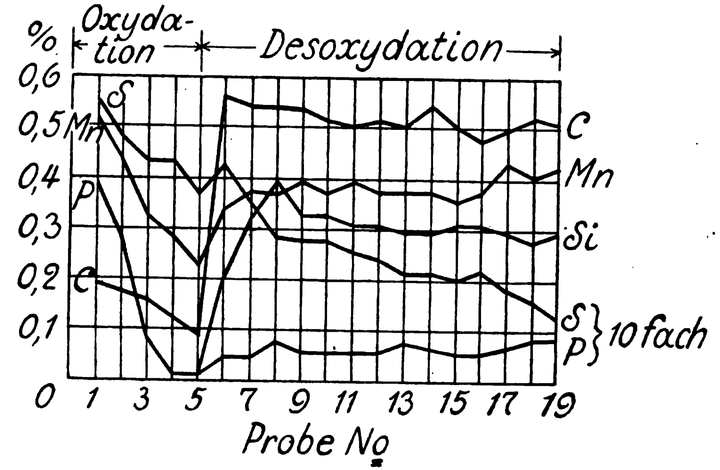


Abb. 383. Schaubild des Verlaufes einer Schmelze im basisch zugestellten Girodofen. Die Zahlen der Abszissenachse geben die No der Probenahme wieder. In der Oxydationsperiode wurde Erz zugefügt, in der Desoxydationsperiode Kohle, Ferromangan, Ferrosilizium, Petroleumkokspulver, Kalk Flußspat, auch Raffinierschlacke, vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 1258.

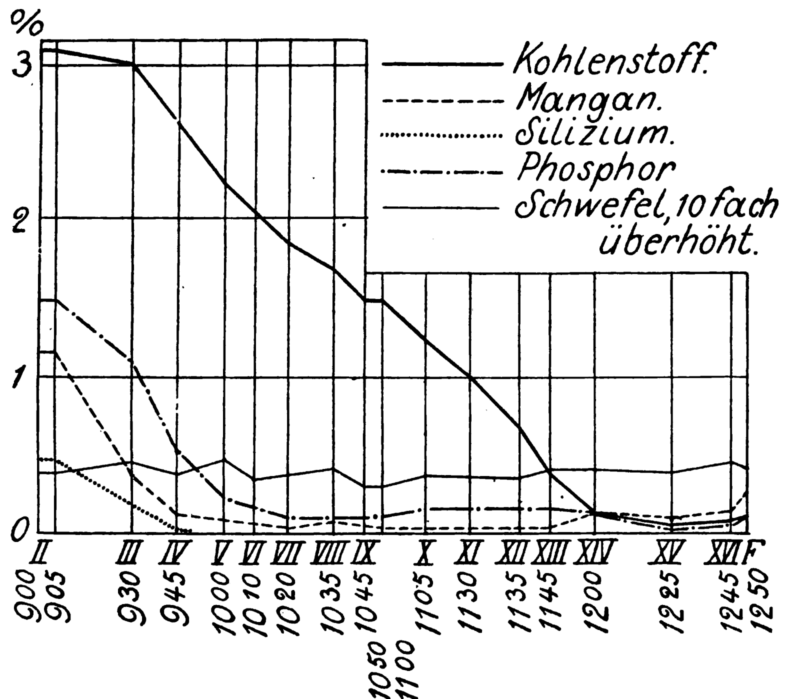


Abb. 384. Verlauf einer Schmelze im Héroultofen. Es wurde Thomasroheisen heruntergefrischt (Stahl und Eisen, 1913, S. 585).

Der Verfasser gibt die folgende Deutung, die er schon früher in Stahl und Eisen[1]) ausgesprochen hat:

Man muß zwischen einer Entschwefelung auf mechanischem Wege (Seigerung) und chemischem Wege unterscheiden. Die erstere, die am besten durch den Hinweis auf den Mischer gekennzeichnet wird, findet überall statt, wenn Zeit und Gelegenheit zum Abstehenlassen, und auch zum Zusammenballen der Sulfidkörper gegeben und die Schlacke dünnflüssig genug ist (vgl. S. 409).

Der chemische Weg läuft darauf hinaus, daß FeS in MnS oder CaS umgewandelt wird. Daß das erstere im Konverter und Martinofen gelingt, haben wir bereits erfahren. Dies geht auch im elektrischen Ofen vor sich, wenn Mangan eingeführt wird, sei es metallisch oder durch Reduktion aus Manganoxyden.

Die Bildung von CaS ist aber, wie gesagt, an eine eisenfreie Schlacke gebunden, und zwar deshalb, weil die Reaktion

$$FeO + CaS = FeS + CaO$$

zurückdrehend wirkt.

Diese Ansicht findet darin ihre Stütze, daß es auch im Martinofen gelingt, gut zu entschwefeln, wenn man schnell die eisenreiche Schlacke entfernt, schnell Kalk aufbringt und, ehe sich wieder FeO gebildet hat, absticht (vgl. S. 473).

Gerade die Bildung von CaS hat ein besonderes Interesse; denn durch sie werden die letzten Sulfidkörper, die sich bei der starken Verdünnung leicht entziehen, unschädlich gemacht.

Sie scheint aber nur im Lichtbogenofen ausreichend zu gelingen, im Induktionsofen nicht oder wenigstens nicht so vollkommen.

Dieser Umstand hat Anlaß zu der Kalziumkarbidtheorie gegeben. Man hat behauptet, daß das aus der aufgestreuten Kohle und dem Kalk gebildete Kalziumkarbid, von dessen Anwesenheit man sich leicht durch Aufbringen von Wasser auf die Schlacke (Azethylengeruch) überzeugen kann, das Eisensulfid zerlege[2]). Da Kalziumkarbid im Induktionsofen nicht entsteht, so wäre das verschiedene Verhalten des Schwefels in beiden Ofensystemen aufgeklärt.

Ob dies richtig ist, mag dahingestellt sein. Es genügt zur Erklärung, auf den Unterschied in der Temperatur hinzuweisen.

Um im Induktionsofen eine bessere Entschwefelung zu erhalten, setzt man Ferrosilizium ein und hat hier widersprechende Deutungen gegeben u. a. die, daß sich die gasförmige Verbindung Schwefelsilizium bildet.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1017. Die Entschwefelung im elektrischen Induktionsofen aus der Feder des Verfassers.

[2]) Geilenkirchen nennt in der Zeitschrift für angewandte Chemie, 1911, S. 1948 die Formel:

$$3FeS + 2CaO + CaC_2 = 3Fe + 3CaS + 2CO$$

Dies ist aber bei der starken Verdünnung unwahrscheinlich [1]), wohl aber kann die Wärme und die Kieselsäure des verbrennenden Siliziums fördernd wirken. Die letztere dadurch, daß die Schlacke dünnflüssiger wird, was insofern bestätigt wird, als schon eine Zugabe von Sand günstige Wirkung hat.

Wenn Ferrosilizium ernstlich als Entschwefelungsmittel auf dem Wege über Schwefelsilizium in Betracht käme, müßten Transformatorbleche, die mit 4 % Si gesetzt werden, mit stark vermindertem S-Gehalt den sauren elektrischen Ofen verlassen, was nicht der Fall ist.

Praktisch haben diese Fragen weniger Bedeutung, wie man ursprünglich annahm. Man kann heute Martinflußeisen so schwefelarm erhalten, daß man im elektrischen Ofen nur dafür zu sorgen braucht, daß kein Zuwachs erscheint, um den Anforderungen zu genügen. Dies kann ja leicht bewerkstelligt werden, auch im sauren Ofen, bei dem auch eine Entschwefelung stattfindet, die wenigstens die Schwefelaufnahme aus dem Petroleumkoks ausgleicht [2]).

Man kann den Schwefel bis auf 0,01 % im Lichtbogenofen entfernen.

Nach Thallner beeinflußt Wo und Mo die Entschwefelung günstig [3]).

Das Verhalten von Kupfer.

Der Cu-Gehalt bleibt bestehen, was bei den geringen S-Gehalten ohne große Bedeutung ist. Cu ist nur schädlich, wenn sich Schwefelkupfer bilden kann.

Das Verhalten von zugefügtem Kalziumkarbid.

Es verhält sich, wenn man ihm keinen entschwefelnden Einfluß zuspricht, neutral im Ofen. Nach Eichhoff kohlt es auch nicht [4]).

Das Verhalten des Mangans und anderer Körper.

Es ist wie im Martinofen.

Das Verhalten der Schlacke.

Sie verändert sich in Übereinstimmung mit den Veränderungen des Eisenbades. Man unterscheidet eine Oxydations- und Desoxydationsschlacke, wie es weiterfolgend beschrieben ist. Auch beim sauren Ofen verfährt man so [5]).

---

[1]) Wüst und Schüller (Stahl und Eisen, 1903, S. 1128) fanden bei Schmelzen mit 1,4 und 6,2 % Si nur eine unbedeutende Entschwefelung (0,45 % S auf 0,41 und 0,37 % S ermäßigt. Die Bildung von Siliziumsubsulfid trat erst bei Eisenlegierungen mit über 20 % Si ein.

[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 89.

[3]) Stahl und Eisen, 1907, S. 1725.

[4]) Stahl und Eisen, 1909, S. 1244.

[5]) Die Schlacke der Oxydationsperiode stimmt hier mit der eines sauren Martinofens überein, die der Desoxydationsperiode wird basischer gehalten, z. B. 30 CaO, 5 MnO, 54 SiO_2, 4 FeO (Stahl und Eisen, 1914, S. 89).

Der Betrieb des elektrischen Ofens.

Man muß festen und flüßigen Einsatz unterscheiden. Hierüber sei folgendes gesagt:

Im allgemeinen bedeutet der erstere eine Mehrausgabe, die sich nur in Ausnahmefällen rechtfertigen läßt; denn der Konverter und Martinofen schmelzen unbedingt billiger, und es genügt die Überführung des flüssigen Flußeisens in den elektrischen Ofen, um dessen Vorteile wahrzunehmen. Solche Ausnahmefälle bestehen aber bei kleinen Einsätzen für Sondererzeugnisse wie Stahlformguß und Werkzeugstähle; in letzterem Falle auch gerade bei Verwendung von Edellegierungen.

Ist eingeschmolzen, so können beide Verfahren, das mit festem und das mit flüssigem Einsatz, gemeinsam betrachtet werden.

Einen wesentlicher Umstand bedingt es, ob basische oder saure Auskleidung gewählt ist. Die erstere ist die Regel, auch beim Arbeiten mit festem Einsatz, weil man nur dann wirkungsvoll herunterfrischen, entphosphern und entschwefeln kann. Im sauren Ofen kann man nicht entphosphern und entschwefeln, man wendet ihn trotzdem neuerdings mit gutem Erfolg bei der Erzeugung von hartem Material an, um ein Abstehenlassen bei fortdauernd einfließendem Silizium wie im Tiegel durchzuführen. Die Zeitdauer und der Stromverbrauch beträgt bei einem solchen Ofen nur $^3/_4$ des Betrages beim basischen Ofen.

Manche Werke legen gar keinen Wert auf Entphospherung und Entschwefelung. Sie finden ihre Rechnung darin, daß der Tiegelbetrieb, bei dem auch ein Abstehenlassen unter gleichen Bedingungen stattfindet, teurer ist. Dasselbe gilt, wenn Edellegierungen zugeschmolzen werden müssen. Daß der Induktionsofen hierfür neuerdings bevorzugt wird, wurde oben gesagt.

Es ist ein Vorteil des elektrischen Ofens, daß er sich mit geringem Mn-Zusatz begnügen kann. Dies geschieht infolge der guten Desoxydationswirkung der eisenfreien Schlacke. Dieser Vorteil kommt bei der Erzeugung von Transformatorblechen (möglichst wenig Mn) und auch bei besonders zähem Stahlformguß (z. B. 0,6 °/₀ C; 0,4 °/₀ Mn) zur Geltung. Wendet man die saure Zustellung an, so kann man erheblich an Ferrosilizium sparen.

Das Setzen von Aluminium, das bei hochwertigen Erzeugnissen die Quelle von Al_2O_3-Einlagerungen und Beanstandungen werden kann, kann man unterlassen oder wenigstens sehr einschränken.

Bei hochsiliziertem Flußeisen kann man die Temperatur im elektrischen Ofen genau regeln, um nicht eine Überhitzung und ein Weichwerden des Pfannenstopfens befürchten zu müssen.

Die Kohlung wird mit bestem Erfolg unmittelbar ausgeführt. Man verwendet als Kohlungsmittel Petroleumkoks, gemahlene Elektrodenkohle und auch wasserfreien Koks; außerdem auch sogenannten Karburit

(Lindenberg), d. h. gemahlene Gußeisenspäne und Koks, zusammen mit Teer gekollert (50 °/₀ Fe, 50 °/₀ C). 40 °/₀ seines Gewichts werden vom Bade aufgenommen.

Man muß, wenn man herunterfrischen will, darauf sehen, daß man genügend hohen C-Gehalt im Einsatz hat; nur dann kann man hernach die eisenarme Schlacke erzeugen.

Die Ansicht, daß man Thomasflußeisen und Martinflußeisen im Elektroofen auf gleiche Stufe heben könne, hat sich nicht bestätigt. Für sehr hohe Anforderungen muß man daher Martinflußeisen wählen.

Der Stromverbrauch beträgt im allgemeinen

900—1000 KWstunden für 1 t festen Einsatz
200—400 » » 1 t flüssigen »

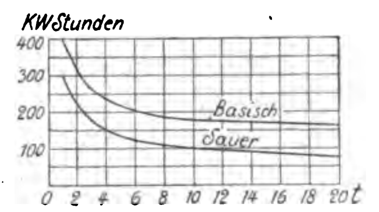


Abb. 385. Stromverbrauchskurven für festen Einsatz im Héroultofen bei verschiedenem Fassungsvermögen. Stahl und Eisen, 1913, S. 585.

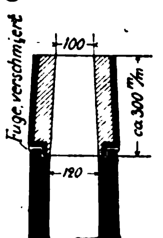


Abb. 386. Blockform mit aufgesetzter Haube von kreisrundem Querschnitt.

Die Ofengröße spielt aber ebenso wie beim Martinofen eine große Rolle. Der Stromverbrauch geht bei Fassungsvermögen von 20 und 25 t bis auf die Hälfte herunter[1]).

Das Gießen muß sehr sorgfältig geschehen. Die Kokillen erhalten eine Haube aus feuerfester Masse, die luftdicht aufgesetzt werden muß (vgl. Abb. 386). Kein Graphit zum Ausstreichen der Kokille, sondern nur ein sorgfältiger dünner Teeranstrich. Nur fallend und nicht zu heiß gießen! Sobald letzteres geschieht, erhält man unsaubere Blöcke.

Unter den Folgeerscheinungen des Krieges ist stellenweise der elektrische Ofen zur Gußwarenerzeugung herangezogen, indem man flüssiges Roheisen mit seiner Hilfe entschwefelt hat. Die Erzeugung einer weißen Schlacke geht unter diesen Verhältnissen sehr schnell und glatt vonstatten. Man kann auf diese Weise Roheisen, das bis zu 0,25 °/₀ S enthält, entschwefeln und brauchbar machen[2]).

Es sollen hier einige Betriebsbeispiele gegeben werden:

A. Fester Einsatz. Stahlformguß im Staßanoofen[3]).

²/₃ des Einsatzes (1 t) wurden bei zurückgezogenen Elektroden eingeworfen, dann diese gleichzeitig vorgeschoben und Strom gegeben. Gleich beim Einsetzen wurde Hammer-

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 585 (Eilender).
[2]) Vgl. den Vertrag von Kothny, 1920 (Gießereizeitung).
[3]) Stahl und Eisen, 1908, S. 654. Aus der Feder des Verfassers.

schlag und Kalk gegeben, um eine frischende Schlacke zu erzeugen. Die erste Schlacke wurde nach dem Einschmelzen abgezogen, um eine zweite zu bilden. Der Rest des Einsatzes folgte während des Schmelzens. Nach $4^1/_2$ Stunden konnte man den Ofen kippen. Für 1 t wurden 800—1000 KWstunden bei einer Spannung von 110 Volt gebraucht.

Es wurde weicher Flußeisenguß mit etwa 0,08–0,18 % C; 0,4 % Mn; 0,08–0,10 % Si; 0,06 % P und 0,03 % S erzeugt.

In der Nacht wurde der leere Ofen dadurch heiß gehalten, daß in regelmäßiger Folge $^1/_4$ Stunde Strom gegeben wurde; $^3/_4$ Stunden war der Ofen stromlos.

B. Flüssiger Einsatz im Héroultofen[1]).

Aus einem kippbaren Martinofen wurden 2 t in den elektrischen Ofen übergeführt und eine frischende Schlacke gegeben. Diese wurde nach 30—45 Minuten abgezogen, um Kohle aufzustreuen und Kalk zu geben. Wenn die Schlacke weiß war, wurde Probe genommen und darauf fertiggemacht, d. h. genau berechnete Mengen von Eisenkohlenstoff, Mangan, Ferrosilizium aufgegeben. Es entstanden angeblich gar keine Verluste. Bei der zweiten Schlacke wurden auch Manganoxyde aufgegeben. Das Mn geht vollständig in das Eisen über.

Es wurden 250 KWstunden für 1 t gebracht. Die Schmelze dauerte 2 Stunden.

C. Flüssiger Einsatz im Héroultofen.

25 t. Drehstrom, der von 5000 Volt auf 100 Volt transformiert wurde[2]).

In 12 Stunden wurden 3 Schmelzen gemacht. Es wurde Thomasflußeisen eingesetzt, das halb desoxydiert war. Undesoxydiertes Flußeisen läßt sich zu schlecht vergießen.

Da das Abziehen der ersten Schlacke bei diesem großen Ofen schwierig war, so kippte man und goß das Flußeisen genau wie beim Höschverfahren (S. 453) in den Ofen zurück.

Um die Entphospherung gut durchführen zu können, mußte man auf genügend hohen C-Gehalt des Einsatzes achten und tat dies, indem man 350—400 kg getrockneten und gemahlenen Koks in die Eingußrinne brachte. Man soll nicht unter 0,3 % C im Einsatz, auch bei weichem Flußeisen haben.

Wolfram- und Chromzusätze wurden gut vorgewärmt am Schlusse gegeben.

D. Erzeugung von Transformatorblechen im sauer zugestellten Lichtbogenofen[3]).

Man kann so Mn-armes Flußeisen, wie hier verlangt wird (womöglich 0,02—0,05 % Mn bei 0,04 % C), gar nicht im Martinofen herstellen. Der Ferrosiliziumzusatz wurde auf 4,3 % berechnet, wenn 4 % erzielt werden sollte. Es kam die obenerwähnte Einwanderung des Si aus der Schlacke zur Geltung.

Fürchtete man, daß das Bad infolge der Si-Verbrennung zu heiß wurde, so kühlte man dadurch, daß man abkippte, abkühlen ließ und wieder eingoß, nachdem man zuvor das Ferrosilizium auf die Herdsohle gelegt hatte.

E. Raffinieren von flüssigem Einsatz im sauren Ofen[4]).

Man bildet zwei Schlacken. Die erste gleicht der sauren Martinofenschlacke, die letztere ist manganärmer und schwerschmelziger. Sie wird ohne Flußspat gesetzt. Der Mn-Gehalt wird am besten durch kleingeschlagenes Ferromangan gegeben. Die letzte Schlacke ist eine Desoxydationsschlacke, weil der FeO-Gehalt niedrig ist (anfangs 7 %, am Ende vielfach nur 2 %). Die Schlacke kann man immer wieder einsetzen. Der saure Ofen

---

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 41 (Eichhoff).
[2]) Nach Reisenotizen auf einem niederrheinischen Werke.
[3]) Nach Reisenotizen des Verfassers.
[4]) Vgl. Müller in Gutehoffnungshütte. Stahl und Eisen, 1914, S. 89.

hat kürzere Schmelzdauer, weil die Frischperiode sehr verkürzt ist, hat geringere Zustellungskosten und ermöglicht eine erhebliche Ersparnis an Ferrosilizium und Zuschlägen. Er arbeitet viel billiger. Man kann aber nicht gut unter 0,02 % P und 0,035 % S gewährleisten.

F. Raffinieren von Martinflußeisen in einem basisch zugestellten 6 t-Ofen auf Rohrknüppel[1]).

Es wurde nicht zu weit heruntergefrischtes Martinflußeisen, ohne es zu desoxydieren, eingelassen und Kalk und darauf Hammerschlag gegeben. Nach 1 Stunde wurde die Schlacke abgekippt und die Reste mit gebranntem Kalk eingehüllt und dann abgezogen.

Die zweite Schlacke bestand aus 12 Schaufeln Kalk, 2 Schaufeln gemahlenem Quarz, 1 Schaufel Flußspat. Zuvor wurde auf die blanke Badoberfläche Ferrosilizium (66 % Si-Verlust) und Ferromangan (Mn-Verlust ist sehr gering) aufgebracht.
Oben auf die Schlacke wurde gemahlener Petroleumkoks aufgegeben. Nach 1 Stunde konnte man kippen. Man goß fallend bei Köpfen aus Masse.

Die Rohknüppel hatten 0,06—0,07 % C bei 0,04 % Si und 0,35 % Mn.

Stromverbrauch 170—220 KWstunden für 1 t Einsatz.

G. Erzeugung von Werkzeugstahl im Röchling-Rodenhausenofen[2]).

Es wurde mit flüßigem Einsatz gearbeitet und Edellegierungen dabei eingeschmolzen. Hier haben sich gerade Induktionsöfen gut bewährt, weil eine gleichmäßige Verteilung des Wo, Chr usw. im Bade stattfindet. Es wird dies damit in Einklang gebracht, daß die Temperatur im ganzen Ofenraum die gleiche ist, und die Strömung in der Rinne auf gute Vermischung wirkt.

H. Raffinieren von Thomasflußeisen im Röchling-Rodenhausenofen (3 t)[3]).

Das Anheizen des Ofens geschieht nach Einlegen eines Eisenringes, der sich schnell in dem nachgesetzten und verflüssigten Roheisen auflöst. Das letztere wird teilweise ausgegossen und Flußeisen eingeführt.

Man arbeitet dann in gewöhnlicher Weise, setzt aber nach Abziehen der ersten Schlacke, Kohle, Ferrosilizium (50 % Si, in eigroßen Stücken) und Kalk. Die Menge des Ferrosiliziums wurde so berechnet, daß ohne Oxydationsverlust ein Gehalt von 0,5 % Si herausgekommen wäre. Nur bei schweißbarem Material weniger.

Für 1 t Einsatz etwa 200 KWstunden.

I. Schmelzen bei festem Einsatz auf hochgekohlte Spezialstähle (0,5—1,5 % C, im Girodofen[4]).

Die Schmelze dauert 8 Stunden. Nach Abziehen der ersten Schlacke wird Petroleumkoks, darauf Flußspat, Sand und Kalk gegeben. Der Petroleumkoks ist das einzige Kohlungsmittel, man rechnet mit 33 % C-Verlust. Ferromangan wird erst am Schluß gegeben. Desgleichen Wo und Chr. Bei letzteren sind die Verluste sehr unbedeutend (3,9 % statt der berechneten 4 %). Ferrosilizium wird in die Rinne gegeben.

800—900 KWstunden für 1 t (im Kjellinofen 1000—1100).

K. Schmelzen bei festem Einsatz auf Radreifen und ähnliches hartes Material im Frickofen (6 t)[5]).

Auf Entphosphorung und Entschwefelung wurde bei gutem, C-reichem Einsatz kein Wert gelegt. Man ließ den Stahl nach Bildung einer eisenarmen Schlacke (2 % Fe) wie

[1]) Nach Studien des Verfassers auf einem niederrheinischen Werke.
[2]) Nach Reisenotizen des Verfassers.
[3]) Stahl und Eisen, 1908, No. 29 aus der Feder des Verfassers.
[4]) Nach einer Studie des Verfassers auf einem oberschlesischen Werke.
[5]) Nach einer Reisenotiz auf einem niederrheinischen Werke.

im Tiegel abstehen. Großer Wert wurde darauf gelegt, daß der Ofen unter Anwendung einer Asbestdichtung gut schloß, uud daß die Schlacke vollständig aus dem Ofen herausgebracht wurde. Flüssiger Einsatz sollte versucht werden.

L. Schmelzen bei flüssigem Einsatz im Girodofen (3,5 t) in Gutehoffnungshütte[1]).

Stromverbrauch = 400—500 KWstunden für 1 t, Frischperiode = 1/3, Desoxydationsperiode = 2/3. Um die weiße Schlacke zu erzeugen, wird Petroleumkoks auf die Oberfläche der Schlacke geworfen.

M. Ebenso und ebenda bei saurem Ofenfutter, um hartes Material (etwa 0,5—0,8% C) zu erzeugen.

Auch hier wurde eine Oxydations- und Desoxydationsschlacke gesetzt, letztere eisen- und manganärmer (vgl. unter E). Eine Entphosphorung und Entschwefelung fand nicht statt. Allerdings wurde keine S-Vermehrung aus dem S-Gehalt des Petroleumkoks festgestellt (0,02% P und 0,035% S waren gewöhnlich). Um die weiße Schlacke zu erzeugen, wurde kleingeschlagenes Ferromangan und Petroleumkoks oder gemahlene Elektrodenreste auf die Schlacke aufgestreut.

Es fand eine starke Si-Aufnahme statt.

N. Schmelzen bei festem Einsatz im Héroultofen (7 t) auf Feinbleche in Rottemann (Steiermark)[2]).

600—800 KWstunden für 1 t, 8—13% Abbrand, 5—7 Stunden Schmelzdauer. Der Strom wird dort außerordentlich billig (1 1/4 Heller für eine KWstunde) durch Wasserkraft erzeugt.

Es wurden 10% Roheisen und 90% Schrott eingesetzt.

Der Wärmehaushalt der elektrischen Öfen.

Die Temperatur kennzeichnet Abb. 387.

Grundwerte:

Elektrische Leistung, in Wattsekunden oder Wattstunden gemessen = A,

Ohmsches Gesetz: $i = \frac{e}{r}$,

e = Spannung in Volt,
i = Stromstärke in Ampere,
t = Zeit in Sekunden oder Stunden,
r = Widerstand (Ohm = Ω) = $\rho \cdot \frac{L}{q}$,
ρ = spezifisches Leitungsvermögen,
L = Länge des Stromleiters in m,
q = Querschnitt des Stromleiters in qmm,
1 Wattsekunde = 0,24 cal (Joule),
1 Wattstunde = 864,5 cal,

---

1) Stahl nnd Eisen, 1911, S. 1166 und 1258.

2) Stahl und Eisen, 1911, S. 589.

1 Kilowattstunde = KWst = 864,5 WE,
1 » = 1,36 PSstunde,
1 WE = 1,16 Wst,
1 PSstunde = 0,736 KWst,
$A = t \cdot e \cdot i$, bei Gleichstrom $= t \cdot i^2 \cdot r$,
$A = t \cdot e \cdot i \cos \varphi$ bei einphasigem Wechselstrom,
$A = t \cdot e \cdot i \cos \varphi \cdot \sqrt{3}$ bei dreiphasigem Wechselstrom (Drehstrom),
$\cos \varphi$ = Leistungsfaktor,
Q = entwickelte Wärmemenge $0{,}24 \cdot e \cdot i \cdot t = 0{,}24 \cdot i^2 \cdot r \cdot t$ cal (Joulesches Gesetz) (vgl. S. 523).

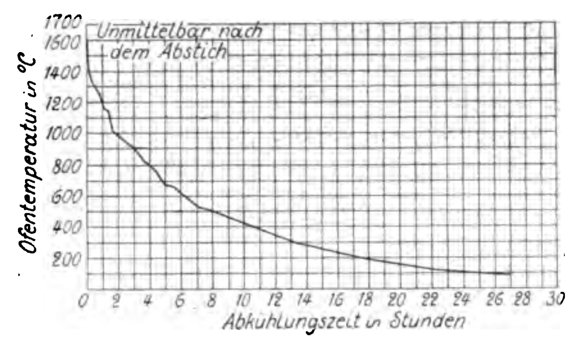


Abb. 387. **Abkühlungskurve**, bei einem **Girodofen** von 3 t Fassungsvermögen aufgenommen. Stahl und Eisen, 1911, S. 1165.

Es sollen hier zunächst einige Rechnungsbeispiele folgen, wie sie im Betriebe elektrischer Öfen täglich auftreten:

Einem **Ferromanganschmelzofen** sind für 1 t 883 KWstunden durch den elektrischen Strom zugeführt. Für 1 kg demnach

$$\frac{883 \cdot 864{,}5}{1000} = 763 \text{ WE}.$$

Welche **Wärmeverluste** haben stattgefunden, wenn zum Schmelzen und Überhitzen auf 1350° im Kalorimeter für 1 kg 310 WE aufgewendet werden?

$$763 - 310 = 453 \text{ WE} = 60\%.$$

2. Ein **Ginofen** habe eine Rinne von 28,5 m Länge und 5000 qmm Querschnitt. Es werden stündlich 200 KW bei einem Einsatz von 1000 kg zugeführt.

a) Wie groß ist der **Widerstand**?

$$r = \rho \cdot \frac{L}{q} = 1{,}66 \cdot \frac{28{,}5}{5000} = 0{,}00946\ \Omega.$$

b) Welche **Überhitzung des Bades** (t) würde eintreten, wenn keine Verluste erfolgten?

$200 \cdot 864{,}5$ WE = 172900 WE; $t \cdot s \cdot 1000 = 172900$, wobei s = mittl. spez. Wärme des Eisens bei Temperaturen zwischen 1300 und 1500° = 0,167; t = 1035°.

3. Die am Schaltbrett eines mit einphasigem Wechselstrom betriebenen Ofens abgelesenen Ampère und Voltziffern betragen 5000 und 44. Wieviel WE werden dem Bade zugeführt, wenn der $\cos\varphi = 0{,}80$ ist? Die Schmelze dauert zwei Stunden.

$$A = 2 \cdot 5000 \cdot 44 \cdot 0{,}8 = 352 \text{ KWstunden},$$
$$Q = 352 \cdot 864{,}5 = 304000 \text{ WE}.$$

Die Aufgabe wäre auch lösbar, wenn nur die Amperezahl und r = Widerstand bekannt wäre.

4. Bei Drehstrom würde sein:

$$A = 352 \cdot \sqrt{3} = 609 \text{ KWstunden}.$$

5. Eichhoff[1]) rechnet bei einem Héroultofen wie folgt:

Um 1500 kg flüssigen Einsatz um 200° zu überhitzen, braucht man innerhalb zwei Stunden

	$1500 \times 0{,}4$[2]) $\times 200 = 120000$ WE
Für Schlackenschmelzung	$85\% = 102000$ WE
Zusammmen	222000 WE = 257 KW
In einer Stunde demnach	128 KWstunden
In Wirklichkeit werden gebraucht	250 »

Man muß also nach dieser Darstellung damit rechnen, daß rund 50% verloren gehen.

6. Spannungsverlust infolge der Elektroden eines Lichtbogenofens (Héroultofen) bei 4000 Ampere 100 Volt.

Länge der Elektrode = 100 cm. Querschnitt = 1296 qcm.

$$r = \text{Widerstand einer Elektrode} = \rho_1 \cdot \frac{L}{q}, \text{ wobei}$$
$$\rho_1 = \text{spezifischer Widerstand für 1 qcm} = 0{,}00183\ \Omega,$$
$$r = 0{,}00183 \cdot \frac{100}{1296} = 0{,}00014\ \Omega,$$
$$e = \text{Spannungsverlust} = e \cdot i \cdot r = 100 \cdot 4000 \cdot 0{,}00014 = 0{,}56 \text{ Volt}.$$

Für zwei Elektroden also 1,12 Volt = rund 1%.

7. Ein Drehstromofen wird mit 12000 Ampère, 25 Perioden, 100 Volt verketteter Spannung betrieben. Für eine Phase also 12000 Ampère.

Wie groß ist der Leistungsfaktor = $\cos\varphi$, wenn am Schaltbrett 1800 KWstunden abgelesen werden?

$$12000 \cdot 100 \cdot \sqrt{3} \cdot \cos\varphi = 18000000 \qquad \cos\varphi = 86\%.$$

8. Ein Girodofen soll ein Eisenbad von 1200×1200 m/m □ Fläche und 0,24 m Tiefe haben.

Wie groß ist die dabei erzeugte Widerstandswärme? (Vgl. S. 551.)

$$60 \text{ Volt};\ 300 \text{ KW};\ \cos\varphi = 0{,}8 \qquad r = \rho \cdot \frac{L}{q} = \frac{1{,}66 \cdot 0{,}24}{1200 \times 1200} = \frac{0{,}40}{1440000}\ \Omega,$$
$$i = \frac{300000}{60 \cdot 0{,}8} = 6250 \text{ Ampere}.$$
$$A = \text{Arbeit} = i^2 \cdot r \cdot t = \frac{6250^2 \cdot 0{,}40}{1440000} = 11 \text{ Watt},\ d \cdot i = 0{,}004\%$$[3]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 41.

[2]) Spez. Wärme des Eisens ist hier zu hoch angenommen; es ist 0,17 das Richtige.

[3]) Ähnliche Berechnungen bringt Conrad, Stahl und Eisen, 1910, S. 1076. Strom- und Spannungsverhältnisse im elektrischen Ofen.

9. Anteil der Kühlwasserwärme bei einem Girodofen[1]. In 130 Minuten werden 637 Liter Wasser um 14° erwärmt = 8721 WE = 8721 · 1,16 = 10116 Watt = 10,1 KWstunden. Der Zähler läßt in derselben Zeit 1004 KW ablesen.

Kühlwasserwärme = rund 1%.

10. Dasselbe bei einem Nathusiusofen. Hier sind für 1 t Einsatz 1800 Liter um 24° erwärmt. Kühlwasserwärme = 43200 WE = 50112 Watt = 50,1 KWstunden = 6%. Da der Zähler 833 KWstunden anzeigt.

11. Einfluß des Fassungsvermögens. Eichhoff[2]) rechnet bei Héroultöfen

mit 250 KWstunden für 1 t bei 1,5 t Fassungsvermögen
» 163 » » 1 t » 10,0 t »

12. Fester oder flüssiger Einsatz?

Eichhoff rechnet im ersten Falle mit 752—870 KWstunden für 1 t
und » zweiten » » 200—300 » » 1 t

13. Wärmebilanz eines Elektroofens (Nathusiusofen) für 1000 kg Ferromangan[3]). Einnahme an elektrischer Energie = 833 KWstunden = 100%.

Ausgabe:	1. Zum Schmelzen des Ferromangans[4])	354	KWstunden	=	42,5 %
	2. » » der Schlacke	7,4	»	=	0,9 »
	3. » Ausgleich der Transformatorverluste	33,3	»	=	4,0 »
	4. » » » Leistungsverluste	58,3	»	=	7,0 »
	5. » » » Kühlwasserverluste	50,0	»	=	6,0 »
	6. » » » Wärmeverluste durch Leitungs- und Strahlungsverluste	330,0	»	=	39,6 »
	Zusammen:	833,0	KWstunden	=	100,0 %

14. Aufgabe: Es werden 1500 kg in einen elektrischen Ofen flüssig eingesetzt. Sie sollen um 200° höher erhitzt werden. Die Schmelze dauert zwei Stunden. Wieviel Kilowattstunden sind aufzuwenden, wenn die Wärmeverluste durch einen Zuschlag von 210% ausgeglichen werden müssen, und welcher Geldbetrag ist für elektrische Energie auszugeben, wenn die Jahrespferdestärke 170 M. kostet?

Lösung: $1500 \times 200 \times 0{,}17 = 51000$ WE
300 kg Schlacke zu schmelzen $300 \times 500 = 150000$ »

Zusammen rund: 200000 WE

200000 WE $= 200000 \times 1{,}16 = 232$ KW
Hierzu 210% = 487 »

Zusammen in 2 Stunden 719 KW

Stündlich müssen also 360 KWstunden zugeführt werden und für

$$1 \text{ t Flußeisen } \frac{360}{1{,}5} = 240 \text{ KWstunden}$$

$$1 \text{ Jahres PSstunde} = 300 \cdot 24 = 7200 \text{ PSstunden}$$

$$1 \text{ PSstunde kostet } \frac{17000}{7200} = 2{,}36 \text{ Pf.}$$

$$1 \text{ KWstunde} = 1{,}36 \text{ PSstunde} = 3{,}22 \text{ »}$$

Es müssen also bei der zweistündigen Schmelze $480 \times 3{,}22$ Pf. = 15,46 M. für 1 t Flußeisen als Kosten für Strom ausgegeben werden.

[1] Stahl und Eisen, 1912, S. 1169.

[2] Stahl und Eisen, 1907, S. 41.

[3]) Doktorarbeit von Bittner. Andere Zahlen nennt Kunze, Stahl und Eisen, 1912, S. 1136 und 1181.

[4]) Im Kalorimeter mit 304 WE, bei 1340° für 1 kg ermittelt.

Wirtschaftliches.

Eichhoff[1]) rechnet bei einem Einsatz von 10 t mit 163 KWstunden zu je 0,04 M. = 6,52 M. für 1 t Stahl.

Bei einem 5 t-Ofen ergaben sich

bei fest. Einsatz (48 M. Einkaufswert f. 1 t) 82,80 M. Gestehungskosten f. 1 t
» flüss. » (60 » » » 1 t) 77,20 » » » 1 t

Eilender[2]) rechnet mit folgenden Raffinationskosten für 1 t

11,78 M. beim basischen, 7,57 M. beim sauren 5 t-Ofen
9,03 » » » 5,23 » » » 20 »

Kunze[3]) nennt Anlagekosten. Elektrodenverbrauch = 8 kg bei festem Einsatz, 2—4 kg bei flüssigem Einsatz, 1 kg = 0,25 M. usw.

Sehr wichtig ist die Ofenhaltbarkeit. Der Leser sei gerade auf diese Frage besonders hingewiesen. In den letzten Jahren sind erhebliche Fortschritte gemacht. Der Herd hält heute meist sehr lange, (z. B. 2600 Schmelzen beim Héroultofen, 1000—1500 Schmelzen beim Nathusiusofen, 500 Schmelzen beim Kjellinofen) aber der Deckel der Lichtbogenöfen muß vielfach alle Woche ausgewechselt werden.

Catani[4]) hat berechnet, daß die Selbstkosten eines Martinofens und eines Elektroofens dann gleiche sind, wenn 1 elektrische PS ebensoviel kostet wie $^{10}/_{7}$ des Preises für 1 t Kohle

$$\text{z. B. } 1 \text{ t Kohle} = 40 \text{ M.}$$
$$\frac{10}{7} \cdot 40 = 57 \text{ M.}$$
$$1 \text{ PSstunde} = 0{,}8 \text{ Pf.}^{5)}$$
$$7\,200 \text{ PSstunden} = 1 \text{ Jahres PS} = 57{,}60 \text{ M.}$$

Nach Doubs[6]) (Héroultofen zur Feinblecherzeugung bei 7 t Einsatz)

kostete der Einsatz 60%
der Strom 7 » (nur 1 ¹/₄ Heller für 1 KWstunde)
Elektroden 5 »
Ofenreparaturen 5 »

der Selbstkosten die für 1 t, die 128 Kronen betrugen.

1) Stahl und Eisen, 1907, S. 41
2) Stahl und Eisen, 1913, S. 585.
3) Stahl und Eisen, 1912, S. 1899.
4) Stahl und Eisen, 1910, S. 1856.
5) Der Verfasser macht hier ein Fragezeichen.
6) Stahl und Eisen, 1911, S. 589.

47. Oberflächenkohlung, Zementstahl und Einsatzhärtung[1].

Begriff und Geschichtliches.

Wenn man Stäbe aus weichem Eisen in Holzkohlenklein, innerhalb eines geschlossenen Gefäßes, der Zementierkiste einbettet und bei heller Rotglut lange genug glüht, so wandert der Kohlenstoff ein, und es entsteht Zementstahl.

Dieser kann unmittelbar als Tiegeleinsatz bei der Gußstahlerzeugung dienen und auch ausgereckt und zu Werkzeugen ausgeschmiedet werden.

Da das Verfahren sehr teuer ist, lohnt es sich nur bei sehr reinem steirischem oder schwedischem Ausgangsmaterial, und zwar ist und wird nur Schweißeisen verwendet, das im Frischfeuer, seltener im Puddelofen erzeugt ist, obwohl Flußeisen auch geeignet wäre. Aber es wäre dann, gleiche Reinheit vorausgesetzt, vorteilhafter, die Erhöhung des Kohlenstoffgehalts beim Fertigmachen im Konverter oder Martinofen durchzuführen.

Infolge der Fortschritte bei der Flußeisendarstellung ist die Erzeugung von Zementstahl immer mehr zurückgedrängt. In Deutschland ist es vielleicht nur noch **ein** Bergisches Werk, das ihn erzeugt. Man führt ihn billiger aus Schweden ein, obwohl auch hier die Erzeugung stark zurückgegangen ist[2]). Man kann den Zementstahl eben in vielen Fällen durch gutes Flußeisen ersetzen. Nur bei dem edelsten Werkzeugstahl ist man bei hohem Kohlenstoffgehalt auf ihn als Tiegeleinsatz angewiesen.

---

[1]) Bücher und größere Abhandlungen.

Außer Ledeburs und Weddings Eisenhüttenkunden sind zu nennen:

Thallner, Werkzeugstahl. Freiberg bei Craz und Gerlach.

Derselbe, Konstruktionsstahl. Ebenda.

Reiser, Härten des Stahls. Leipzig bei Felix.

Brearley-Schäfer, Wärmebehandlung der Werkzeugstähle. Berlin bei Springer.

Bruch, Doktorarbeit Aachen 1904, auch Metallurgie, 1906, S. 123.

Weyl, ebenso 1910, auch Stahl und Eisen, 1910, S. 1417.

Kurek, Doktorarbeit Charlottenburg 1911, auch Stahl und Eisen.

Guillets Untersuchungen über das Zementieren sind in Stahl und Eisen, 1904, S. 1058 und ebenda 1912, S. 58 wiedergegeben.

Shaw-Skott, über Einsatzhärten. Metallurgie, 1907, S. 715 und Stahl und Eisen, 1907, S. 1435.

Graysons Untersuchungen von Härtemitteln, Stahl und Eisen, 1910, S. 1259.

Lake, Untersuchungen über Gaszementation, Stahl und Eisen, 1910, S. 306.

Ledebur, Einiges über Zementieren, Stahl und Eisen, 1906, S. 72 und ebenda 1906, S. 478.

Mannesmanns Versuche, Verh. des Vereins z. B. d. Gewerbefleißes, 1879, S. 31.

Tunner, Zementstahlerzeugung, Jahrbuch der Bergakademie in Leoben, 1854, S. 113.

[2]) In Schweden wurden 1897 1200 t Zementstahl erzeugt. 1912 nur noch 400 t (Stahl und Eisen, 1914, S. 1477).

Daran wird auch der elektrische Ofen nicht viel ändern und deshalb müssen wir uns mit dem Zementiervorgange beschäftigen.

Dies muß auch deshalb geschehen, weil die Einsatzhärtung nichts weiter ist, als ein Zementieren mit anschließendem Härten. Diese wird bei fertigen oder annähernd fertigen Erzeugnissen aus Schweißstahl oder Flußstahl geübt und zwar fast in jeder Werkzeugmacherei und in vielen Maschinen- und Kleineisenzeugfabriken. Man benutzt auch dies Verfahren, um oberflächlich entkohlten Werkzeugstahl wieder gut zu machen.

Ein bedeutendes Anwendungsgebiet sind Panzerplatten und Geschosse. Man gebraucht bei der Einsatzhärtung nicht reine Kohle, sondern sogenannte Härtemittel, die neben Kohlenstoff stickstoffhaltige Körper verschiedener Art enthalten. Dies geschieht, um die Kohlung schneller ausführen zu können.

Man kann auch statt der Kohle kohlenstoffreiche Gase z. B. Leuchtgas verwenden. Es geschieht dies beispielsweise beim Kruppschen Panzerplattenhärtevorgang.

Das früher geübte unmittelbare Ausschmieden des Zementstahls, auch zu Werkzeugstahl wird heute wohl kaum noch geübt, weil das Verfahren wegen der Notwendigkeit des Raffinierens zu teuer ist. Dies hat folgende Bewandtnis: Zementstahl hat naturgemäß den Nachteil, daß der Kohlenstoff nicht gleichmäßig verteilt, sondern in der äußeren Schicht angereichert ist. Um dies auszugleichen, und um die Schlackeneinschlüsse zu entfernen, mußte man den Stab ausrecken, die dünnen Stäbe zusammenpacketieren und zusammenschweißen[1]). Dies nennt man raffinieren oder gärben (von Garbe abgeleitet) und spricht von einmal, zweimal, dreimal usw. gegarbtem oder gegärbtem Stahl.

Älteren Tischmessern sieht man die Spuren dieses Verfahrens an. Dies Verfahren ist sehr teuer und kann den Wettbewerb des Tiegelgußstahls bei erster und des Bessemerstahls und Martinstahls bei gewöhnlicher Qualität nicht aushalten. Dies gilt auch von Feilen, die früher aus Zementstahl gefertigt wurden[2]). Nur zum Verstählen von Scheeren und ähnlichen Teilen wird wohl noch Zementstahl angewandt.

Der Leser, der sich über diese Kleineisenindustrie belehren will, sei auf die unten genannte Literatur hingewiesen[3]).

Die Kenntnis des Zementierens ist wahrscheinlich uralt, wenigstens die des Einsatzhärtens. Aber die Kunst wurde geheimgehalten, wie

---

[1]) Vgl. darüber Stahl und Eisen, 1889, S. 485. In diesem Falle handelt es sich allerdings um steirischen Herdfrischstahl, der ebenso behandelt wurde.

[2]) 1856 führte Reinhard Mannesmann in Remscheid den Tiegelgußstahl für Feilen ein.

[3]) Hädicke, Technologie des Eisens. Leipzig bei Spamer. Ledebur, Mechanisch-Metallurgische Technologie. Braunschweig bei Vieweg. Hädicke über Feilen, Stahl und Eisen, 1892 und 1898.

es ja auch heute noch vielfach bei Rezepten von Härtewassern und Härtemitteln geschieht.

In alten Überlieferungen und Sagen ist mehrfach von einem Eingraben der Schwertklingen die Rede, um sie zu härten. Dies findet einfache Deutung, wenn man annimmt, daß dies unmittelbar nach dem Schmieden, also bei hoher Rotglut stattfand und es Boden war, der aus Holzkohlen bestand oder Exkremente von Tieren enthielt[1]). Noch heute wälzen Eingeborene in Zentralindien die frischgeschmiedeten Schwerter in Kuhdünger und wiederholen dies achtmal, ehe das Härten erfolgt[2]).

Die Namen »Zementstahl und zementieren« sind neueren Ursprungs. Früher sagte man »Brennstahl«. Wann die erst genannten Bezeichnungen aufgekommen sind, konnte der Verfasser nicht ermitteln. Das Wort »zementieren« wendet man auch bei anderen Metallen an, wenn es sich um eine Oberflächenänderung ohne Schmelzung handelt.

Die Brennstahlbereitung wird zuerst von Lazarus Erker 1574 in seinem Lehrbuch der Probierkunde erwähnt[3]). 1613 wird Brennstahl als Lütticher Handelserzeugnis genannt. Auch die Einsatzhärtung war angeblich um diese Zeit jedem Schmied bekannt[4]).

1670 nahm Prinz Ruprecht von der Pfalz, der sich viel mit Natur- und technischen Wissenschaften beschäftigte, ein englisches Patent auf die Umwandlung von weichem Eisen in Stahl. also auf Einsatzhärtung[5]). 1721 schreibt Réaumur die erste wissenschaftliche eisenhüttenmännische Abhandlung und zwar über schmiedbaren Guß und Zementstahl[6]). Huntsman (vgl. S. 490) kannte deutschen, steirischen und englischen Zementstahl. Der letztere war unterlegen, weil man in England nicht »gärbte«. Um der Unsicherheit bei Verwendung solchen Stahls abzuhelfen, erfand er das Tiegelgußstahlverfahren. Wenn bei ihm von deutschem neben dem steirischen Stahl die Rede ist, wird man wohl an das Bergische Land denken müssen, eine alte Stätte der Zementierkunst.

Die Brennstahlbereitung in England soll durch einen Deutschen namens Bertram aus der Grafschaft Mark im Jahre 1710 eingeführt sein[7]).

Im Harz war das Zementieren 1739 bekannt[8]).

---

[1]) Im Amelungenlied vom Wieland dem Schmied, wird Mehl und Vogelkot genannt. Erst dann entstand ein brauchbares Schwert. Vgl. Beck, Geschichte des Eisens I, S. 836.

[2]) von Schwarz, Stahl und Eisen, 1901, S. 211.

[3]) Vgl. Beck II, S. 261 und ebenda, S. 1021.

[4]) Vgl. Beck II, S. 1021.

[5]) Vgl. Beck II, S. 1274.

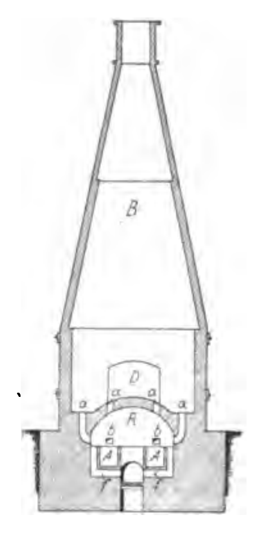
[6]) Der durch die Thermometerskala unsterblich gewordene Réaumur (1683—1757) war von Haus aus Jurist. Er war sehr vielseitig gebildet und besaß eine klare und gründliche Darstellungsweise. Er schrieb über alles Mög.iche z. B. Weißblechfabrikation, feuerfeste Tone, Thermometer, Spinnfäden, Vogelzucht, Insekten, Krabben, Purpurschnecken. Er selbst betrieb Zementstahlfabrikation, aber ohne wirtschaftlichen Erfolg (vgl. Beck III, S. 201.

[7]) Poppe, Geschichte der Technologie II, S. 409.

[8]) von Rohr, vgl. Beck III, S. 282.



Taucht man Schweißeisenstäbe in flüssiges Roheisen, so erfolgt eine Kohlenstoffaufnahme. Auch dies war den alten Stahlfrischschmieden bekannt und spielt eine Rolle bei einigen Stahlfrischverfahren.



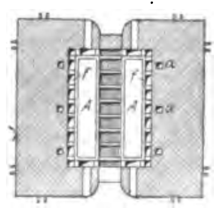


Abb. 388. Sheffielder Zementierofen mit Trockenraum über dem Gewölbe für feuerfeste Steine. A = Zementierkisten, f = Heizkanäle, a = Öffnungen für die entweichenden Feuergase. Durch die Öffnungen b wird das Einsatzgut eingebracht. Die Arbeiter steigen durch ein später vermauertes Mannloch ein.

Die Erzeugung von Zementstahl.

Sie geschieht in Zementieröfen, die mit Kohle, in neuerer Zeit auch mit Gas geheizt werden. Die Abbildungen 388 und 389 kennzeichnen einen englischen und einen Bergischen Zementierofen mit Rostfeuerung. Die Feuergase werden durch Kanäle so geführt, daß eine gleichmäßige Erwärmung des kastenartigen Raumes, der gemauerten Zementierkiste erfolgt. Oberhalb ihres Randes erfüllen sie den gewölbten Raum und steigen in eine Esse, die bisweilen in ihrem unteren Raum kuppelartig erweitert ist, um zum Trocknen von Ton und feuerfesten Steinen zu dienen.

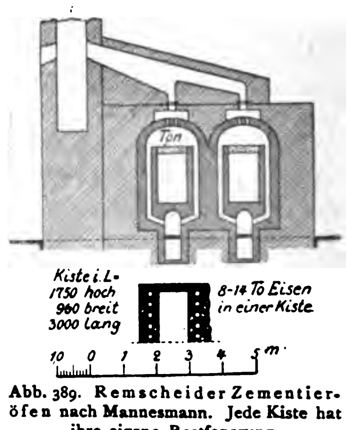


Abb. 389. Remscheider Zementieröfen nach Mannesmann. Jede Kiste hat ihre eigene Rostfeuerung.

In die Zementierkiste werden die Eisenstäbe, lagenweise, fest gepackt so eingelegt, daß sie sich gegenseitig nicht berühren und Spielraum zur Ausdehnung haben. Als Zementiermasse dient gesiebte Holzkohle (also kein Pulver) von Nuß- bis Erbsgröße. Oben wird die Kiste durch alte Zementiermasse und Schleifstaub dicht abgeschlossen.

Die Kiste wird sorgfältig aus besonderen Formsteinen aufgemauert oder aus Masse aufgestampft. Fugen oder Risse, durch welche Luft eindringt, verderben den Stahl (verbrannter Stahl).

An einer Stelle der Kistenwand besteht eine Öffnung, in die ein Stab hineinragt. Sie wird zugemauert, ermöglicht aber das Herausziehen eines Stabes während des Betriebes, um ihn zu prüfen.

Laubholzkohle ist besser als Nadelholzkohle. Koks ist unbrauchbar. Die Temperatur wird innerhalb zwei Tagen langsam gehoben, um dann

sieben bis neun Tage auf Gelbglut (etwa 1000°) stehen zu bleiben. Man läßt dann den Ofen mit dichtverschmierten Türen stehen, bis er auf dunkle Rotglut abgekühlt ist, und man die Türen öffnen kann. Vom Beginn des Einpackens bis zum Ende des Auspackens dauert es drei bis vier Wochen.

Der Verbrauch an Holzkohle wird verschieden angegeben. Wedding nennt 27 kg (gemeint ist jedenfalls frische Holzkohle) für 100 kg Einsatz. Man mischt die frische Kohle mit alter im Verhältnis von 2 : 1 oder ähnlich.

An Brennstoff werden 80—100 kg Steinkohle oder 150—300 kg Braunkohle oder 300—350 kg Holz für 100 kg Einsatz aufgewendet.

Der letztere besteht aus Stäben von 10—20 mm Dicke und 50—100 mm Breite. Die Länge richtet sich nach der Zementierkiste.

Man benutzt ausschließlich sehr reines Schweißeisen, das meist aus dem Frischherd, seltener aus dem Puddelofen stammt. Z. B. mit 0,04 % C, 0,04 % Si, 0,02 % Mn.

Ein anderer Einsatz lohnt nicht die hohen Zementierkosten.

Nach dem Auspacken werden die Stahlstäbe gebrochen und sortiert. Infolge der Kohlenstoffzunahme hat eine Gewichtszunahme von 0,5—0,75 % stattgefunden.

Eine Beschreibung der Sheffielder Zementstahlbereitung[1]) nennt Kisten, die 4′ breit, 12′ lang, 4′ tief sind. Zwei Kisten stehen in einem Heizgewölbe und fassen zusammen 15—30 t Eisen. Eine Hitze dauert drei Wochen. Die aus besonderem Gestein der dortigen Gegend gemauerten Kisten halten 20—40 Hitzen aus. Man muß langsam erwärmen und abkühlen lassen, um ein Springen der Kisten zu vermeiden. In diesem Falle entsteht verbrannter Stahl, kenntlich an der fehlenden Neigung zum Rosten. Zu hohe Temperatur gibt infolge von Verschlackung eine »glazed« Oberfläche.

Die Temperatur wird durch die Zeitdauer der Verbrennung bei ungehinderter Luftzufuhr geregelt. Man unterscheidet:

Federstahlhitze	mit	1/2 %	C, Kern = unverändertes Schweißeisen,
Handelsstahl	»	5/8 »	C, deutliche Stahlkristalle an den Kanten,
Schweißstahl	»	3/4 »	C, mehr Stahl,
Doppelschweißstahl	»	1 »	C, 1/2 Eisen, 1/2 Stahl,
Werkzeugstahl	»	1 1/4 »	C, alles Eisen verschwunden, aber kleine Kristalle,
Feilenstahl	»	1 1/2 »	C, ebenso, aber große Kristalle.

Alle diese Sorten werden aus ein und demselben Einsatz erzielt. Sie dienen als Tiegeleinsatz, wenn auch die Bezeichnungen an die unmittelbare Verwendung ohne Schmelzung erinnern.

Schweiß- und Doppelschweißstahl wurden damals (1884) auch zu Messerklingen ohne Schmelzung verwendet.

---

1) Stahl und Eisen, 1884, S. 664 (Seebohm).

Der Engländer braucht nicht den Ausdruck Zementstahl, sondern »Blistersteel« (Blasenstahl), wegen der infolge von CO-Bildung im Zusammenhang mit den Schlackeneinschlüssen auftretenden Blasenbildungen.

Ein in Schweden von Bildt[1]) eingeführtes ununterbrochenes Verfahren, um Zementstahl zu erzeugen, ist durch die Abb. 390 gekennzeichnet. Bildt verwandte eine Mischung

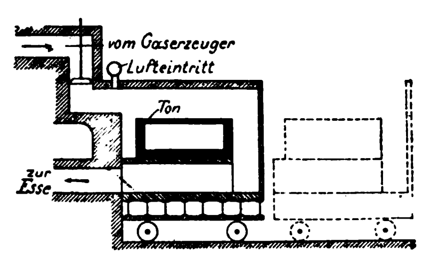


Abb. 390. Schematische Darstellung eines von Bildt in Schweden eingeführten, gasgefeuerten Zementierofens, der ununterbrochen betrieben wird, nach Stahl und Eisen, 1902, S. 438.

von 60% Holzkohle und 40% Knochenmehl und behauptete, so eine sicherere und gleichmäßigere Kohlung zu erzielen, wie mit reiner Holzkohle.

Einen modernen, mit Gas geheizten Zementierofen zeigt die Abb. 391.

Um einen sehr hohen C-Gehalt für Tiegelgußzwecke zu erzielen, wird mitunter zweimal zementiert.

Die Kosten der Zementierung gibt Ledebur auf 20—25 M. für 1 t Stahl an.

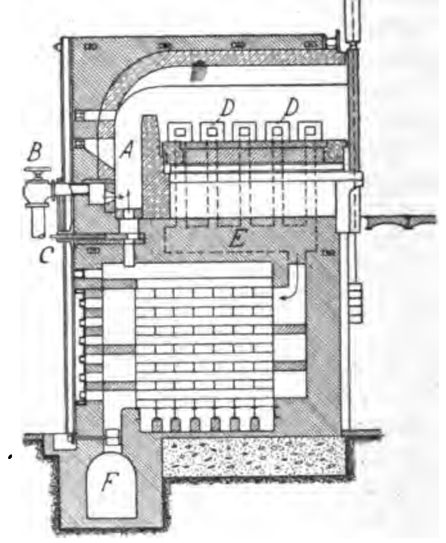


Abb. 391. Zementierofen von Fichet und Heurtey. Das Gas tritt bei B ein und trifft auf die im Rekuperator vorgewärmte Verbrennungsluft. Durch den Schieber C wird der Zufluß der letzteren geregelt. Die Verbrennungsgase ziehen durch D und E zum Rekuperator und dann zum Essenkanal F. Die Plattform, welche den Muffelboden bildet, kann unterfangen, gehoben und auf einen Wagen gesetzt werden, der die zementierten Teile zur Härteanlage führt. Nach Guillet hat man in diesem Ofen am besten bei einer Temperatur von 800—850° und mit einem Zementierpulver aus 60% Holzkohle und 40% Bariumkarbonat gearbeitet. Die Dicke der zementierten Schicht beträgt meist 0,5—1 mm (Stahl und Eisen, 1904, S. 1058).

Aus der Zementierkiste entweichen Gase, die brennbar sind und gegebenenfalls explodieren können[2]).

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1902, S. 439. Das Einsatzgut (sog. Lancashireeisen und Schwedisches Eisen) hatte 0,04% C; 0,04% Si; 0,02% Mn; 0,008% S; 0,03% P. Der Zementstahl wurde damals auch unmittelbar zu Werkzeugstahl, Stahldraht, Messern usw. ausgeschmiedet.

[2]) Stahl und Eisen, 1913, S. 569. Es wird behauptet, daß der durch Glühen aus dem Eisen freiwerdende Wasserstoff dabei eine Rolle spiele.

Die Einsatzhärtung mit festen Körpern.

Sie hat von jeher ein großes Interesse beansprucht und viele wissenschaftliche Arbeit zutage gefördert (vgl. S. 557).

Man benutzt Zementier- oder Härtemittel, die als Pulver, Paste, Aufstrichmasse, als Glasur und als Schmelzbad zur Anwendung kommen.

Gegenüber der Zementstahlbereitung besteht der Unterschied, daß man die fertigen oder nahezu fertigen Gegenstände zementiert und vielfach in derselben Hitze härtet. Die Zementation erfolgt in viel kürzerer Zeit, z. B. zehn Stunden und noch viel weniger, wenn man nur geringe Wirkung haben will.

Unter diesen Umständen ist das Zementieren in steinernen Kisten unzweckmäßig. Man verwendet transportable Kästen aus genietetem oder geschweißtem Eisenblech, die man in jedem Glüh- oder Härteofen, wenn er nur genügende Temperatur liefert, erhitzen kann[1] (vgl. unter Härten und Abb. 392). Diese beträgt meist 900—1000°. Man wendet Rost- oder Gasrekuperativfeuerung an. Umschaltfeuerung ist nicht zweckmäßig. Man kann auch in offenem Feuer oder in offener Muffel arbeiten, wenn die Masse aufgestrichen oder aufgeschmolzen wird. Man nennt dies letzte Verfahren »Einbrennen«. Es findet u. a. bei Feilen statt, deren Zähne dabei gegen die entkohlende Wirkung geschützt werden.

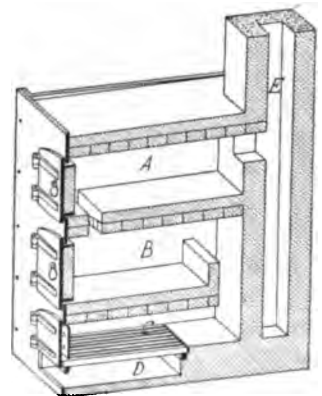


Abb. 392. Ofen für Einsatzhärtung. A = Anwärmekammer. B = Einsatzkammer. C = Feuerung. D = Aschenfall.

Man benutzt am besten ein Eisen mit 0,10—0,15 % C (höchstens 0,2 % C), höchstens 0,4 % Mn und 0,3 % Si und zementiert auch Chrom-Nickelstähle und andere Edelstähle[2]).

Die Schichtstärke des zementierenden Mittels beträgt im allgemeinen (abgesehen vom Einbrennen) 50 mm.

Die Zeitdauer mißt sechs bis acht Stunden bei 900°.

Sollen einzelne Flächen oder Teile ungehärtet bleiben (bei den Leitschienen eines Lokomotivkreuzkopfes kommt dies z. B. vor), so müssen sie geschützt werden. Dies stellt eine besondere Technik dar. Man verwendet Sandpackung, Überzüge aus Lehm, dem man Kuhhaare beimengt, ferner feste Masse, wie man sie bei Stahlformguß braucht, auch mit

---

[1]) Vgl. auch Werkstattechnik, 1908, S. 355 (Giesen).

[2]) Guillet, vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 58, auch Brearley-Schäfer.

Graphitbeimengung. Die Abb. 393—395 geben einige Beispiele. Man kann sich auch dadurch helfen, daß man die betreffenden Flächen nach der Zementation abhobelt oder abdreht oder sie vor der Zementation galvanisch verkupfert. Das letztere tut man beispielsweise bei Automobilteilen. Das Schoopsche Metallspritzverfahren ist auch anwendbar, aber zu teuer[1]).

Man muß vor dem Einsatzhärten die Teile mit dem Sandstrahlgebläse oder durch Beizen von Glühspan reinigen.

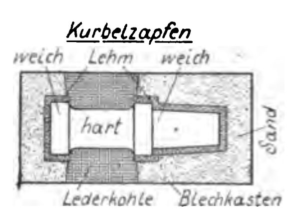


Abb. 393. Einsatzhärten eines Kurbelzapfens. Die Lehmbekleidung schützt die Flächen, die weich bleiben sollen.

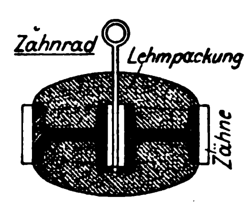


Abb. 394. Umkleidung eines Zahnrades beim Einsatzhärten oder auch bei gewöhnlicher Härtung.

Die Zahl der Zementiermittel ist nahezu unendlich. Alle enthalten kohlenstoff- und stickstoffhaltige Körper oder solche, die den Stickstoff aus der Luft binden (Bariumverbindungen). Der Stickstoff ist unbedingt notwendig, wahrscheinlich weil er zur Bildung von Cyan führt und dies sehr wirksam kohlt (vgl. Abb. 396 und 397). Bei den chemischen Vorgängen wird davon die Rede sein.

Tierische Körper wie Lederkohle, Klauenmehl, Hornspäne usw. enthalten Stickstoff. Außerdem ist Ferrocyankalium und Blutlaugensalz zu nennen (giftige Dämpfe). Harze, Fette, Mehl, Bierhefe wirken als Kohlungs- und Klebmittel.

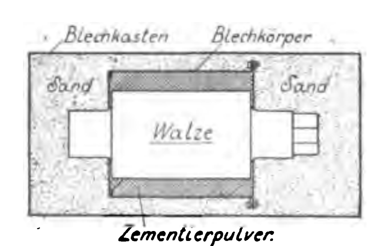


Abb. 395. Einsatzhärtung bei einer Walze.

Glaspulver, Borax, Salpeter sollen leichtschmelzige Gläser geben und gleichzeitig die Oberfläche von Glühspan reinigen. Sie werden beim Härten in Wasser leicht gelöst.

Einige Beispiele sollen hier folgen, die den obengenannten Büchern von Reiser und Thallner entnommen sind.

a) Härtepulver für das Einsetzen in Blechkästen.

1. 10 Klauenmehl, 10 Hornkohle, $^1/_2$ Kalisalpeter, $^1/_2$ Glaspulver, 2 geröstetes Kochsalz, 1 gelbes Blutlaugensalz.
2. 4 gepulverte Birkenkohle, 1 gepulverte Lederkohle, 3 Ruß.
3. 60 Holzkohle, 40 Bariumkarbonat oder Lederkohle (Caronsche Masse), nach Guillet das wirksamste Härtepulver.

b) Härtemittel, die aufgestrichen und angetrocknet oder aufgeschmolzen werden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1798.

4. 2 l geröstetes Kochsalz, 1/8 l Glas, 3/4 l Klauenmehl, 1/4 l Kolophonium, 1/4 l Roggenmehl, 1/4 l Birkenkohle, 100 g Blutlaugensalz.

Das Blutlaugensalz wird in vier Litern siedender Bierhefe aufgelöst und die feingepulverten und gutgemischten Teile eingerührt. Die dickflüssige Masse wird auf Feilen aufgestrichen. Dann läßt man sie antrocknen und bringt die Feilen auf Härtetemperatur. Springen Teile ab, streut man Klauenmehl auf.

5. 6 Weinsäure, 30 Lebertran, 10 Rindstalg, 2 Holzkohlenpulver, 8 Beinschwarz, 3 gebranntes Hirschhorn, 5 Blutlaugensalz.

Der Rindstalg wird flüssig gemacht und die übrigen Bestandteile eingerührt. Die Mischung ist anfangs flüssig, wird nach zwei bis drei Wochen teigartig. Der zu härtende Stahl wird rotwarm gemacht, hierauf in die Härtemischung eingetaucht oder mit ihr bestrichen, dann auf die gewünschte Härtetemperatur erhitzt und in Wasser abgekühlt.

c) Aufstreupulver.

6. 15 Salpeter, 2 Kolophonium, 7 Blutlaugensalz oder 90 Holzkohle, 10 Seesalz, 2 Ferrocyankalium, 1 Kaliumbichromat[1]).

Diese Stoffe werden in einem Mörser feingestoßen und gemischt. Man streut sie auf den rotwarmen Stahl (z. B. durch fehlerhafte Überhitzung verdorbenen Werkzeugstahl) auf, am besten unter Zuhilfenahme eines Siebes, um eine Glasur zu bilden. Dann bringt man den Stahl auf Härtetemperatur und löscht ihn ab.

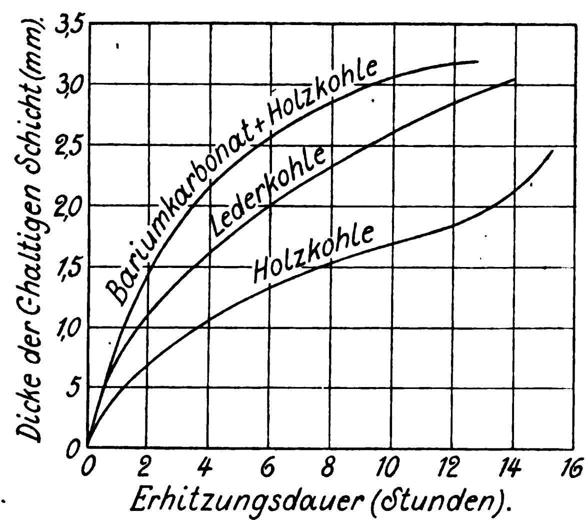


Abb. 396. Vergleich der Einwirkung verschiedener Zementationsmittel. Die Temperatur betrug 900°. Die Lederkohle hatte 3,2 % N. Bariumkarbonat und Holzkohle war im Verhältnis 40 : 60 gemischt. Nach Shaw Skott. Metallurgie, 1907, S. 715.

1) Bestes Aufstreupulver nach Guillet.

d. Schmelzbäder.

Man schmilzt Ferrocyankalium und taucht den Körper ein. Es geschieht dies bei kleinen Gegenständen, die nur eine Härtung an der Oberfläche erhalten sollen. Es ist Vorsicht wegen der giftigen Dämpfe geboten.

Es sei rückblickend Folgendes gesagt:

Viele der Bestandteile sind vielleicht überflüssig oder lassen sich durch billigere ersetzen. Geht man in frühere Zeiten zurück, so stößt man auch auf abergläubische Vorstellungen. Die Beobachtung, daß man ohne zu schmelzen ein weiches Eisen hart machen kann, hat von jeher die menschliche Phantasie stark angeregt.

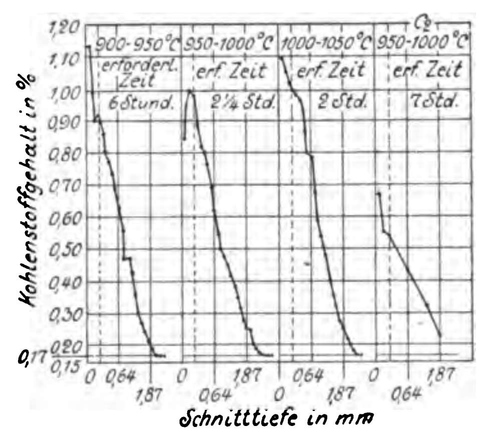


Abb. 397. Einsatzhärtung. Versuche mit Lederkohle. Die durch die punktierte Linie abgetrennten 0,2 mm sind durch Abschleifen entfernt zu denken. Man sieht, daß eine Zunahme der Temperatur um 100° eine Verkürzung der Zementationsdauer auf etwa ⅓ zur Folge hat. Das eingesetzte Material hatte 0,17% C, 0,7% Mn, 0,06% Si. 0,06% P und 0,06% S. Nach Grayson, vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 1259.

Einsatzhärtung mit gasförmigen Stoffen.

Sie findet im allgemeinen nur bei Panzerplatten und Geschossen statt.

Es sei an dieser Stelle die historische Entwickelung der Panzerplattenherstellung gestreift und die Literatur hierunter genannt[1]).

Die ersten Panzerplatten wurden aus gepuddeltem Schweißeisen gefertigt. Dann führte Dillingen die Erzeugung sogenannter Kompoundpanzerplatten ein, bei der eine Schweißeisen- und eine Flußeisenplatte in einem Abstande von 125 mm gegeneinander verbolzt wurden. Der Zwischenraum wurde, nachdem die Platten auf die nötige Temperatur gebracht waren, mit Flußstahl aus dem Martinofen ausgefüllt. Dies Verfahren wurde auch von Krupp aufgenommen.

---

[1]) Brix, Über den jetzigen Stand der Panzerplattenfabrikation, Stahl und Eisen, 1882, S. 60. Kuzmány, Über Eisen und Kompoundpanzerplatten, ebenda 1885, S. 61. Castner zur Panzerplattenfrage, ebenda 1892, S. 209 und 454, auch ebenda 1895, S. 12. Castner, Kruppsche Panzerplatten, ebenda 1895, S. 793. Daselbst sind auch die Verfahren von Harvey, Grambow (Ver. Staaten) und Schneider in Creusot genannt. Kruppsche Festschrift, ebenda 1912, S. 1316. Panzerplatten in Wittkowitz, ebenda 1912, S. 1908. Lemp, Das Enthärten der Panzerplatten, ebenda 1895, S. 789. Harveys Kohlungsverfahren, Stahl und Eisen, 1892, S. 760.

Harvey führte die Zementation (Oberflächenhärtung) ein und zwar anfänglich durch Anwendung reiner Holzkohle, später einer Mischung von Holz- und Tierkohle. Er erreichte bei einer Temperatur von 1000—1200° innerhalb 15 Tagen ein Eindringen von C bis zu einer Tiefe von 75 mm.

Die Anwendung von Leuchtgas zum Zementieren war schon im ersten Drittel des vorigen Jahrhunderts bekannt (vg. Beck).

Es ist das Verdienst der Firma Krupp, daß dies Verfahren bei Panzerplatten in Verbindung mit einem Vergüteverfahren und unter Anwendung von Ni und Cr so vollkommen ausgebildet ist.

Auch Geschosse härtet man unter Benutzung von Leuchtgas (Abb. 398).

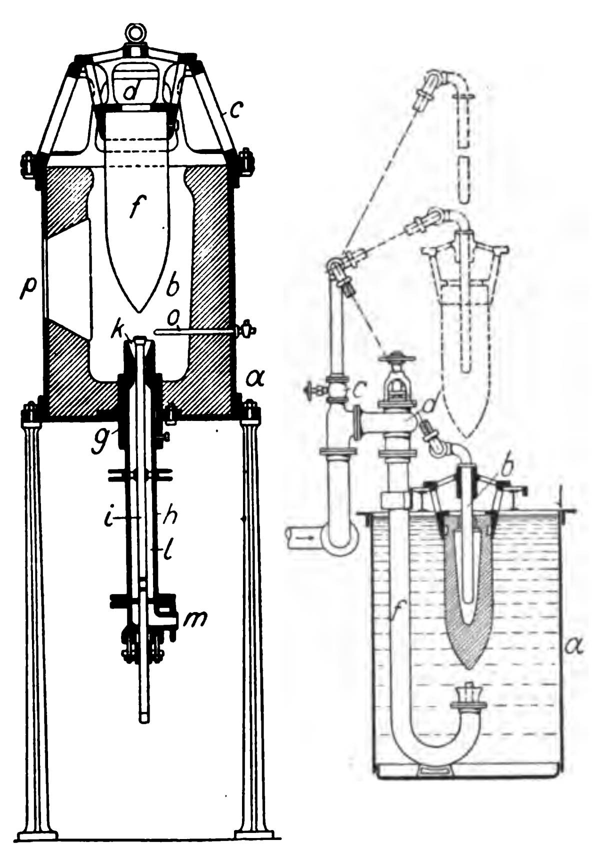


Abb. 398. Einsatzhärten von Geschossen in Wittkowitz. Durch die Bodenöffnung g ist der Brenner eingeführt. In dem Raum l mischt sich Gas und Luft und verbrennt bei k, nachdem durch einen Zündbrenner o gezündet ist. p ist eine Schauöffnung. Man regelt die Entfernung des Brenners und den Gasüberschuß derart, daß eine Kohlung der Geschoßoberfläche stattfindet. Das Härten erfolgt durch den Apparat rechts. Das Rohr b führt die Härteflüssigkeit in das Innere. Es wird erst geöffnet, wenn die Geschoßspitze den Flüssigkeitsspiegel berührt. Nach dem vollständigen Eintauchen tritt auch das Spritzrohr f in Tätigkeit. Nach Stahl und Eisen, 1907, S. 1650.

Man kann bei diesem Verfahren das Leuchtgas so verbrennen, daß noch ein Teil unverbrannt in den Feuergasen an die Platte oder das Geschoß herantritt, oder auch jede gewöhnliche Gasfeuerung zum Erhitzen benutzen und das Leuchtgas in den Zwischenraum zwischen zwei Platten einführen (Abb. 399).

In den Vereinigten Staaten benutzt man auch Petroleum, um dies auf die erhitzte Platte aufzusprengen und die Oberfläche zu kohlen.

Über eine neuzeitliche Zementieranlage unter Verwendung von Gas zur Kohlung berichtete Giolitti[1]). Die stehenden Retorten werden mit den in einer Muffel auf 800—900° vorgewärmten Eisenteilen dann die Zwischenräume mit glühenden Holzkohlenstücken gefüllt und CO von unten eingeleitet. Es vollzieht sich in 2½ Stunden eine Oberflächenkohlung bis 1,17% C, die allerdings nicht tief geht. Eine Retorte faßt 100—500 kg.

Giolitti wählte CO als Kohlungsmittel, weil es am zuverlässigsten zementiert.

Man kann auch in Hochofengas zementieren, was nach Byrom[2]) innerhalb einer Hochofengasleitung bei 550°— 650° festgestellt ist. Innerhalb einer Woche wurde weiches Eisen vollständig in Fe_3C umgewandelt.

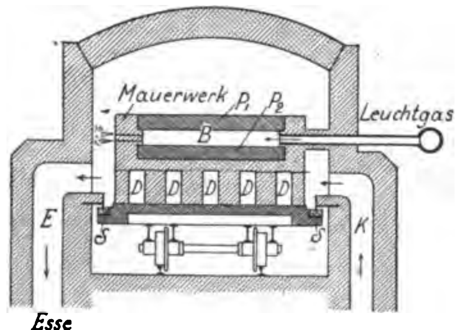


Abb. 399. Schematische Darstellung einer Panzerplatten-Oberflächenkohlung mit Leuchtgas. Durch die Kanäle *K* tritt Generatorgas ein, das mit vorgewärmter Luft in parallelen Kanälen *D* verbrennt und die Platten P_1 und P_2 erhitzt. Das Leuchtgas tritt zwischen den Platten ein und verbrennt langsam mit durch Spalten selbsttätig eintretender Luft.

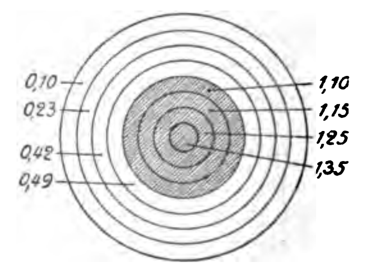


Abb. 400. Versuch von Arnold und M'William zur Nachweisung der Molekularwanderung beim Zementieren. Die schraffierte Fläche deutet einen Stahlkern an, der von einem Rohr aus weichem Eisen eng anliegend umschlossen wird. Nach dem Glühen im Vakuum bei 1000°, 10 Stunden lang, ergaben sich die eingeschriebenen C-Gehalte.

Die chemischen Vorgänge beim Zementieren.

Es entsteht durch Kohlung Fe_3C = Zementit, dessen Name kennzeichnenderweise dem Zementiervorgang entlehnt ist.

Es handelt sich zunächst darum, zu entscheiden, wie die Kohlung und das Fortschreiten der Kohlung zu deuten ist, und in zweiter Linie, durch welche Maßnahmen sie verstärkt oder vertieft werden kann.

Die erste Frage ist heute noch nicht endgültig zur Ruhe gekommen. Es stehen sich die Theorie der Molekularwanderung und die der Eintragung durch Gase gegenüber. Mannesmann, Reiser und Ledebur vertraten die eine, Guillet die andere Richtung.

Dazu gesellt sich eine weitere Frage: Was hat der Stickstoff mit der Kohlung zu tun, und wie ist seine Rolle als Beschleuniger der Kohlenstoffaufnahme zu deuten?

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1729.
[2]) Stahl und Eisen, 1916, S. 145.

Alle diese Fragen haben auch praktische Bedeutung, ganz besonders bei der Einsatzhärtung.

Die Anhänger der Molekularwanderung behaupten, daß sich das Eisen in Berührung mit dem Kohlenstoff kohlt und diesen Kohlenstoff nach dem Inneren in gleicher Weise weiter gibt, wie es beim Schwefel der Fall ist, wenn man ein Stück glühendes Eisen neben ein Stück Schwefel legt. Es sprechen ja auch die sogenannten Auflösungsvorgänge dafür (z. B. löst sich der Zementit auf), von denen wir noch beim Glühen hören werden. Auch der Versuch von Arnold bestätigt sie (Abb. 400).

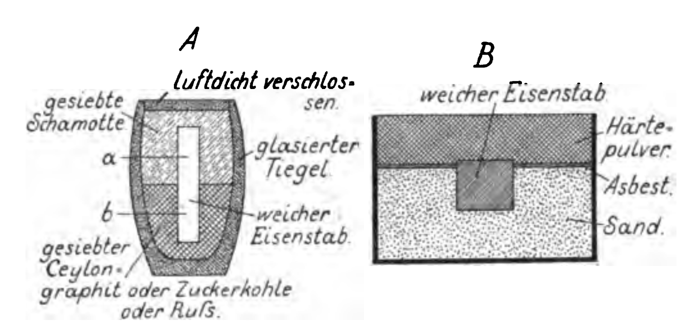


Abb. 401. Versuche von Mannesmann (*A*) und von Brearley (*B*), mitgeteilt in Brearley-Schäfer, zur Klärung des Zementiervorganges. *A*. Mannesmann erhielt keine Kohlung bei *a*, sondern nur eine solche bei *b* und schloß daraus, daß der Kohlenstoff nur durch Molekularwandlung aus der Kohlenpackung einfließen könne und Gase nicht im Spiel seien; denn diese würden auch Zutritt zu dem oberen Stabende gehabt haben. — *B*. Brearley erhielt ringsum am Querschnitt des Vierkantstabes gleichmäßige Kohlung, auch unten, wo sich nur Sand befand. Er schloß daraus, daß die Kohlung nur durch kohlenstoffhaltige Gase ausgeführt sein könne. — Der Widerspruch wird im Sinne der Theorie des Verfassers dadurch gelöst, daß sich bei Mannesmann wegen des völligen Luftabschlusses kein CO bilden konnte. Bei Brearly wurde allerdings die Wirkung noch dadurch unterstützt, daß er stickstofführende Härtepulver anwandte.

Die Anhänger der Gastheorie glauben, daß die Kohlung durch Abspaltung des C im CO, CH_4, CN und vielleicht noch anderen gasförmigen Verbindungen zustandekommt. Diese Gase dringen auch in das Eisen ein.

Nach des Verfassers Ansicht haben die Anhänger der Gastheorie Recht. Wenigstens wird praktisch nur durch Gase der Kohlenstoff von außen in das Eisen hineingetragen. Bei seiner Weiterwanderung in das Innere scheint die Molekularwanderung vorzuherrschen.

Es gelingt praktisch nicht, allein durch Berührung von Kohle das Eisen zu zementieren. Es gelang Guillet nicht, mit chemisch reiner Kohle (Zuckerkohle) zu zementieren, auch wenn er eine Temperatur von 1000° 300 Stunden lang anwandte. Die Versuche von Mannesmann und Brearley sind kennzeichnend für die Entscheidung (vgl. den Text der Abb. 400 und 401). Auch einen anderen Versuch hat Mannesmann ausgeführt. Er tauchte einen weichen Eisenstab in erstarrendes Spiegeleisen und glühte dann. Innerhalb 21 Minuten hatte sich die oberste Schicht in Stahl verwandelt.

Weyl[1]) gelang allerdings die Kohlung durch festen Kohlenstoff, wenn er ein Vakuum und blanke Metalloberfläche anwandte und das Eisen vorher durch Glühen im Vakuum gasfrei machte.

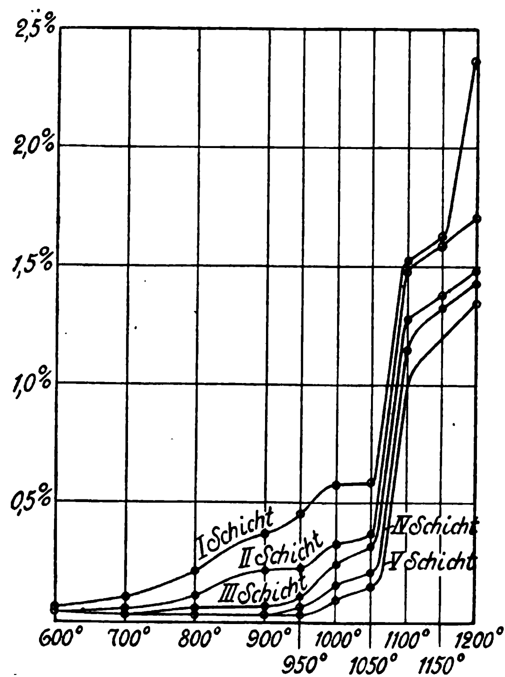


Abb. 402. Kohlung in Leuchtgas bei verschiedenen Temperaturen. Nach Bruch (Doktorarbeit Aachen). Jede Schrift mißt 1 mm. Die Zahlen links geben den C-Gehalt an.

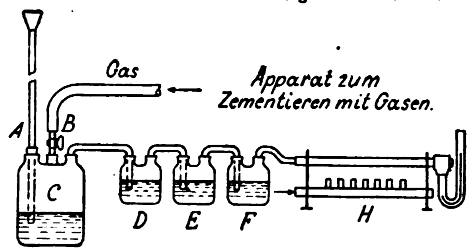


Abb. 403. Laboratoriumsapparat zum Zementieren mit Gas, nach Lake. Das Gas trat bei *B* unter einem Druck von 135 cm Wassersäule ein, der im Rohr *A* gemessen wurde, um der Reihe nach die mit Ammoniakwasser gefüllten Gefäße *D*, *E*, *F* und das Zementierrohr über dem Brenner rohr *H* zu durchlaufen. Die beste Kohlung ergab CO mit oder ohne Ammoniak, dann kam Leuchtgas mit Ammoniak und Azethylen mit Ammoniak. Methan mit und ohne Ammoniak kohlte schwach, Leuchtgas ohne Ammoniak garnicht. Die Temperatur war 815°. Die Zeitdauer 4—8 Stunden. Vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 306.

Der Streit zwischen Ledebur und Guillet sei durch die hierunter genannte Literatur[2]) gekennzeichnet. Ledebur stützte seine Ansicht auf den in Abb. 401 links dargestellten Versuch von Mannesmann. Im Sinne der weiter unten folgenden Deutung der Wirkung des Luftzutritts werden diese Versuche noch verständlicher werden.

Entscheidend sind zweifellos bei diesem Meinungsstreit die Zementierversuche mit Gasen ohne Anwesenheit von festen kohlenden Stoffen. Diese sind übereinstimmend mit vollem Erfolg ausgeführt.

Daß man schon lange zuvor Leuchtgas zum Panzerplattenhärten benutzte, war deshalb nicht voll beweiskräftig, weil sich fester Kohlenstoff ebenso wie in der Gasretorte abscheidet und an die Platte heftet.

Bruch[3]) untersuchte Leuchtgas, Petroleumdämpfe, Azethylen, Kohlenoxyd auf kohlende Wirkung. Das letztgenannte gab keine, die anderen ziemlich gleiche Wirkung. (Abb. 402.)

[1]) Doktorarbeit (vgl. Literaturübersicht).
[2]) Ledebur, Stahl und Eisen, 1906, S. 72. Guillet, Ebenda, 1906, S. 478.
[3]) Vgl. Literaturübersicht.

Kurek[1]) wiederholte die Versuche, fand aber, daß auch CO zementiert, nur schwächer.

Auch Charpy gelang es mit CO zu zementieren.

Lake[1]) untersuchte dieselben Gase. Er zog auch reines Methan in die Betrachtung und fand, daß CO mit und ohne Ammoniak das kräftigste gasförmige Kohlungsmittel darstellt. (Abb. 403.)

Kurek und Lake fügten auch Ammoniak in Hinblick auf Guillets Stickstofftheorie den Gasen zu. Ihre Ergebnisse sind aber zum Teil recht widersprechend. Es kam teils eine Verstärkung, teils eine verschwächende Wirkung zu Tage.

Daß beim CO sich die einzelnen Versuche widersprechen, kann nicht wundernehmen. Es kommt darauf an, ob die Porzellanröhre in der hohen Temperatur zuverlässig dicht ist[2]).

Der Verfasser unterscheidet zwischen den Vorgängen in der Zementierkiste und beim Einsatzhärten. Bei ersteren kommt es darauf an, daß ein schwacher, genau geregelter Luftzutritt erfolgt, bei letzteren kommt es darauf nicht an.

In beiden Fällen handelt es sich um die Zerlegung des CO

$$2\,CO = C + CO_2 \quad \text{oder besser}$$
$$2\,CO + 3\,Fe + C = Fe_3C + CO_2 + C = Fe_3C + 2\,CO.$$

Beim Einsatzhärten tritt aber noch die Reaktion: $2\,CN + 3\,Fe_2 = 2\,Fe_3C + 2\,N$ (Guillet) hinzu.

Es sei noch darauf hingewiesen, daß beim Glühfrischen die Umkehrung, also $CO_2 + C = 2\,CO$ in Kraft tritt.

Der Vorgang spielt sich in der Zementierkiste nach Ansicht des Verfassers wie folgt ab[3]):

In den Zwischenräumen der Packung befindet sich Luft, auch dringt immer etwas Luft durch die Wände und die Decke der Kiste ein, aber nur in einem solchen Umfange, daß die Verbrennung schwach unterhalten wird und fast ausschließlich CO entsteht. Sobald ein Riß oder eine schlecht abgedichtete Decke die Luftzufuhr vermehrt, hört die Zementation auf.

Man kann auch nicht Koksklein verwenden, weil dies bei dem äußerst schwachen Luftzutritt nicht verbrennt, auch kein Holzkohlenpulver aus demselben Grunde. Das letztere müßte ja, wenn die Anhänger der Molekularwanderung recht hätten, wegen der innigen Berührung besonders gut kohlen.

---

[1]) Vgl. Literaturübersicht.

[2]) Mit solchen Undichtigkeiten hatte auch der Verfasser zu tun, als er im Interesse der Hochofenvorgänge die Reaktion $2\,CO = C + CO_2$ untersuchte.

[3]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912 I, S. 653 rechts. Es handelt sich um Hochofenvorgänge, dabei sind die Vorgänge in der Zementierkiste gestreift.

Man kann nur kleinstückige Holzkohlen gebrauchen, die im Laufe der Zeit durch Abrieb verunreinigt werden und deshalb erneuert werden müssen. Auch verstopfen sich infolge ungeklärter Vorgänge (vielleicht C-Aussscheidung) die Poren, so daß auch deshalb eine Erneuerung stattfinden muß. Die Zementstahlbereitung kann nur sehr langsam geschehen; denn jede Beschleunigung würde einen Überschuß an CO_2 bedingen, der die Kohlenstoffaufnahme unterdrückt. Anderseits kann man bei diesem langsamen Fortschreiten tiefer kohlen wie bei der Einsatzhärtung.

Bei der Einsatzhärtung tritt die Luft von oben oder von der Seite an die Zementiermittel heran. Hier ist die Bildung von Cyan oder vielleicht einer anderen gasförmigen CN-Verbindung entscheidend, die sehr schnell, aber infolgedessen auch nicht so tief kohlt, weil die Molekularwanderung nicht gleichen Schritt halten kann.

Die Körper, die N einführen, sind oben genannt.

Baryumcarbonat vermittelt die N-Aufnahme aus der Luft.

$$BaCO_3 + 2\,N + 4\,C = Ba(CN)_2 + 3\,CO \text{ (Guillet).}$$

Nach einigen Literaturstellen sollen Alkalien insofern eine Rolle spielen, als sie Cyan binden. $K_2Cr_2O_7$ wirkt auf das Ammoniak der tierischen Körper unter N-Abscheidung ein.

Die Höhe des C-Gehalts muß zusammen mit der Temperatur betrachtet werden.

Die anderen Eisenbegleiter verhalten sich nicht ganz untätig.

Schwefel wandert aus dem Zementiermittel ein und erzeugt eine weiche Oberfläche (Weichhäutigkeit) [1]).

Silizium und Phosphor erfahren eine geringe Zunahme infolge Reduktion aus den Aschekörpern in Gegenwart von Eisen [2]). Sie hat aber keine praktische Bedeutung, wenn man nicht zu hohe Temperatur anwendet [3]).

Ein hoher Siliziumgehalt ist unerwünscht, weil er zur Graphitausscheidung führt. Dies tritt schon bei 2 % Si in Erscheinung. Bei 7 % Si ist der gesamte C-Gehalt als Graphit vorhanden.

Mangan bleibt unverändert. Mn, Cr, Wo, Mo begünstigen die Zementation, Ni, Ti, Si, Al verzögern sie (Guillet) [4]).

Die Schlackeneinschlüsse des Schweißeisens wirken auf den einwandernden C-Gehalt ein. Es entsteht CO, das die Haut des Eisens

1) Einen solchen Fall berichtet Grayson (Stahl und Eisen, 1910, S. 261) bei Anwendung einer Lederkohle mit 0,55 % S.

2) Ledebur fand vor dem Zementieren 0,105 % Si, 0,100 % P
nach » » 0,120 % Si, 0,130 % P

Auch Thallner nennt eine kleine P-Anreicherung beim Zementstahl (Stahl und Eisen, 1899, S. 914).

3) Brearley nennt eine starke P-Anreicherung aus der Knochenkohle bei 1000°.

4) Stahl und Eisen, 1912, S. 58.

wie bei Blasen hebt (Blister-Steel). Zementiert man Flußeisen, so unterbleibt die Erscheinung.

Beim Einsatzhärten beobachtet man auch eine Einwanderung des Stickstoffs. So fand Kirner[1]) einen N-Gehalt von 0,6°/₀, der aber bei 1000° wieder verschwand. Braune fand eine Steigerung des N-Gehalts von 0,01 auf 0,07°/₀[2]).

Die günstigste Zusammensetzung des Eisens bei der Zementstahlbereitung ist oben S. 559 genannt. Andere Analysen nennt Thallner[3]) (vgl. S. 504). Für das Einsatzhärten schreibt Guillet[4]) vor: 0,1—0,15, höchstens 0,20 °/₀ C; höchstens 0,4 °/₀ Mn; höchstens 0,3 °/₀ (möglichst wenig) Si; 0,04 °/₀ S; 0,05 °/₀ P.

Interessant sind auch einige Versuche Thallners, denen zufolge man mit Spänen grauen Roheisens zementieren kann (Graphit), aber Späne weißen Roheisens eine Entkohlung im Sinne der Glühfrischvorgänge bedingen.

Zementiert man bei ungenügender Temperatur mit Holzkohle, so kann es geradezu zu einer Entkohlung im gleichen Sinne kommen.

Bisher war nur vom Kohlungsmittel die Rede. Es kommt aber auch auf die Temperatur und die Zeitdauer an.

Im allgemeinen gilt, daß man unterhalb 700° nicht zementieren kann. Bei 800° hat man schwache Wirkung und erst bei 900° erreicht man die für das Einsatzhärten günstigste Temperatur[5]). Für Zementstahl gilt 950—1050 oder 900—1100°.

Bei Weißglut kann man nach Mannesmann schon in kurzer Zeit die Entstehung einer Kruste weißen Roheisens erzielen.

Beim Zementstahl steht der C-Gehalt in der äußersten Schicht mit der Temperatur insofern in Beziehung, als er auch bei beliebig verlängerter Zementationszeit nicht überschritten wird. (Abb. 404.)

Z. B. 1,2—1,5 °/₀ C bei Hellrotglut, 4,7°/₀ C bei Weißglut
oder 1°/₀ C bei 890°, 2°/₀ C bei 990°, 3°/₀ C bei 1040°.

Diese Angaben haben allerdings insofern keinen großen Wert, als sie die Schichttiefe nicht nennen.

Man kann aber nach dem Einsatzhärten schleifen und ätzen. Dabei wird die gekohlte Schicht gut kenntlich. Auf diese Weise sind die Angaben über Härtetiefe beim Einsatzhärten entstanden. Hier hat man mit einer scharfen Begrenzung zu tun, was beim Zementstahl nicht der

1) Metallurgie, 1911, S. 77.

2) Stahl und Eisen, 1907, S. 1435.

3) Stahl und Eisen, 1899, S. 914.

4) Stahl und Eisen, 1912, S. 60. Grayson nennt Stahl und Eisen, 1910, S. 1259 etwas andere Werte, u. a. bis 0,7 °/₀ Mn.

5) Bei Nickelstahl liegt sie bei 870 (Stahl und Eisen, 1913, S. 1036). Vielfach wird behauptet, daß die Temperatur den Übergang des Eisens in die γ-Form erzielen müsse, ehe die Kohlung eintritt. Dies würde bei gewöhnlichem Material eine Temperatur von 900° bedingen. Es ist aber schon bei viel niedrigerer Temperatur im Einsatz zementiert.

Fall ist. Der Grund ist darin zu suchen, daß im ersteren Fall die Molekularwandlung bei der kurzen Zeitdauer nicht gleichen Schritt mit der C-Aufnahme in der äußeren Kruste halten kann.

Nach Guillet beträgt die Zementationstiefe beim Einsatzhärten im Allgemeinen 1,0—1,5 mm, bei Wellen 1,0 mm, bei Zahnrädern 0,8 bis 1,0 mm. Man begnügt sich aber vielfach aus besonderen Gründen mit einer viel geringeren Zementationstiefe z. B. nur 0,7 mm und kann dabei doch eine glasharte Oberfläche z. B. bei Zahnrädern erreichen (Thallner). Man kann auf diese Weise geradezu von einem Tief- und Flachzementieren sprechen. Letzteres gerade beim Einbrennen.

Nach Bruch vergrößert sich die C-Aufnahme bei 1050° sprunghaft. Sie ist auch anfangs größer, nimmt aber um so mehr ab, je mehr man sich dem Sättigungspunkt in der Kruste nähert.

Es sollen hier einige Zahlentafeln folgen.

Zahlentafel 1[1]).

C-Gehalt im Zementstahl. Stange aus Lankashireeisen innerhalb 30 Stunden.

An der Oberfläche,	bei 1,5 mm,	bei 3,0 mm,	bei 6,2 mm,	bei 7,7 mm Tiefe
1,00%	0,80%	0,35%	0,09%	0,04% C.

Zahlentafel 2[2]).

Dicke der zementierten Schicht beim Einsatzhärten (1000°). Sie betrug bei einem anfänglichen C-Gehalt von 0,055 und 0,51% 3,55 mm und war nur von der Wahl des Zementiermittels abhängig.

Zahlentafel 3[2]).

Dicke der zementierten Schicht beim Einsatzhärten (1000°)

nach	1/4	1/2	1	2	4	6	8 Stunden
	0	0,05	0,8	1,0	1,3	2,0	3,0 mm

Zahlentafel 4[2]).

Dicke der zementierten Schicht beim Einsatzhärten in verschiedener Temperatur

Temperatur	700°	800°	900°	1000°	1050°
	0	0,05	1,6	4,2	5,2 mm

Zahlentafel 5[2]).

Einfluß des Zementiermittels auf die Zementation

bei 900° 2,25 mm bei 60% Holzkohlen + 40% $BaCO_3$
1,75 » » 2 Teilen Ferrocyankalium + 1 Teil Kaliumbichromat
2,00 » » Ferrocyankalium
1,25 » » Holzkohlen (fein)

---

1) Stahl und Eisen, 1902, S. 438.

2) Stahl und Eisen, 1904, S. 1058.

Zahlentafel 6[1]).

Einfluß der Zeitdauer auf das Fortschreiten der Zementation bei 60% Holzkohle und 40% Bariumkarbonat.

Nach	1	2	4	6	8 Stunden
	0,8	1,0	1,2	2,0	3,0 mm Zementationstiefe.

Zahlentafel 7.

C-Gehalte des Zementstahls.

Sehr grobkrystallinisch .	1,48% C
Grobkrystallinisch . .	1,42 » »
Feinkörnig mit einzelnen gröberen Gefügeteilen	1,51 » »
Feinkörnig.	1,31 » »
Sehr feinkörnig	1,01 » »

nirgends wurde Graphit gefunden.

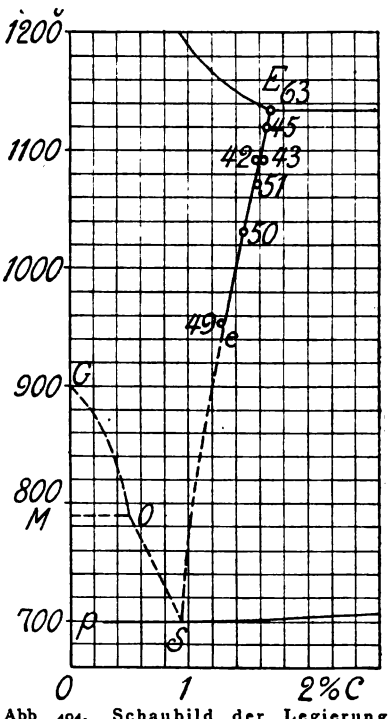


Abb 404. Schaubild der Legierung Fe-C, das über die Ausscheidung freien Zementits (rechts von ES) beim Zementieren Aufschluß gibt. Nach Gutowsky, Metallurgie 1909, S. 740. Die eingeschriebenen Zahlen bedeuten die Versuchsnummern. Es wurde weiches Eisen zementiert und im Schliffbilde auf freien Zementit untersucht. (Vgl. S. 583 und Kap. 57.)

Das Gefüge nach dem Zementieren.

Durch das lange Glühen tritt die Neigung ein, grobkrystallinisches Gefüge entstehen zu lassen[2]). Besonders groß ist diese Neigung bei Anwendung zu hoher Temperatur. Diese muß man also vermeiden. Das grobe Gefüge läßt sich durch geeignete Glüh- und Vergütungsverfahren, von denen in einem anderen Kapitel die Rede sein wird, verfeinern und dadurch verbessern; aber solche Verfahren können hier nicht mit voller Wirkung einsetzen, weil die einzelnen Schichten ganz verschiedenen C-Gehalt besitzen[3]).

Abgesehen von der Temperatur übt auch der C-Gehalt der Randschicht einen großen Einfluß aus. Aus der Zahlentafel 7 erkennt man,

---

[1]) Stahl und Eisen, 1904, S. 1058 (Bauer nach Guillet). Daselbst ist auch vom Einfluß des Ni, Ti, Al, Si die Rede.

[2]) Vgl. S. 598.

[3]) Thallner will deshalb beim Einsatzhärten keine erheblich höhere Temperatur als 700° und keine längere Zementationsdauer wie 4 Stunden bei besonders schwierigem Material gelten lassen. Er begnügt sich auch mit einer ganz geringen Zementationstiefe.

daß die Neigung zu grobem Gefüge mit dem C-Gehalt steigt. Daraus folgt, daß man den C-Gehalt in der äußersten Schicht nicht ohne besonderen Grund über eine bestimmte Grenze, die bei 1 % liegt, erhöhen soll [1]). Die Erfahrung lehrt, daß man beim Überschreiten dieser Grenze keine größere Härte erzielt und nur die Entstehung von Härterissen beim Abschrecken begünstigt. Dies gilt wenigstens beim Einsatzhärten.

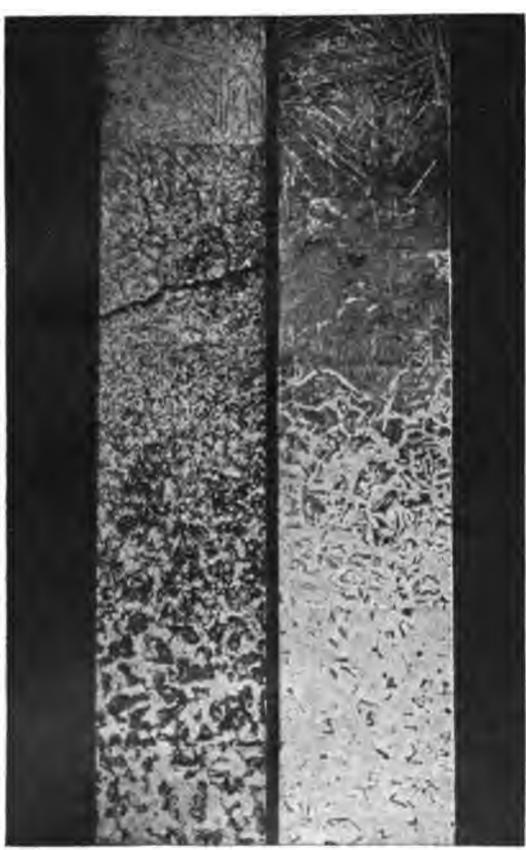


Abb. 405. Schliffbild eines ungehärteten (rechts) und gehärteten (links) eingesetzten Stabes. Rechts sieht man Perlit, in dem sich oben freier Zementit in Nadeln, unten Ferrit einlagern. Links tritt an Stelle des Perlits martensitisches Gefüge. Man sieht auch einen Härteriß, wie er als Begleiterscheinung freien Zementits häufig auftritt. (Aus Brearley-Schäfer. Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle. Berlin bei Springer.)

Beim Zementstahl, der im Tiegel umgeschmolzen wird, kann man vielfach darauf keine Rücksicht nehmen. Nur muß auch hier jede Graphitausscheidung vermieden werden, die leicht bei Si-haltigem Tiegelstahl und (infolge der C-Erhöhung) im Graphittiegel eintreten kann. Nach Thallner macht sich aber ein grobkrystallinisches Gefüge des Zementstahls auch im Tiegel bemerkbar, indem dieser eine höhere Schmelztemperatur verlangt [2]).

Bei der Einsatzhärtung spielt die Frage des C-Gehalts eine besonders wichtige Rolle, die noch einige Worte erfordert.

Die Metallographie hat hier wertvolle Aufschlüsse gebracht. Man kann in ihrer Sprache vom C-Gehalt sagen, daß die Entstehung freien Zementits unterbleiben muß.

Im Sinne der Abb. 404 bedeutet dies die obengenannte Grenze von etwa 1 %. Im übrigen sei auf die Abbildungen 405—408 verwiesen.

---

1) Thallner nennt sogar nur 0,7 % C.

2) Stahl und Eisen, 1899, S. 914.



Abb. 406. Schliffbild Zementstahl mit 1,30 % C. 200fache Vergrößerung (12 Tage in Buchenholzkohle bei 1100° zementiert). Helle Zementitadern in Perlit. Aus Brearley-Schäfer, Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle entnommen.



Abb. 407. Zementitnadeln in martensitischem Gefüge. Aus der Außenschicht eines im Einsatz gehärteten weichen Stahls (100fache Vergrößerung). Aus Brearley-Schäfer, Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle (Berlin, Springer) entnommen.



Abb. 408. Bruchfläche eines bei zu hoher Temperatur eingesetzten Stabes. Es zeigt sich an den Kanten grobes Gefüge, das eine Begleiterscheinung freien Zementits ist. (Aus Brearley-Schäfer, Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle. Berlin bei Springer entnommen.)

Es ist deshalb klar, daß ein sehr kräftig wirkendes Zementiermittel nicht immer erwünscht ist.

Durch das Zementieren wächst die Zerreißfestigkeit und fällt die Dehnung. Thallner nennt folgendes Beispiel:

	Z.	D.
Vor dem Zementieren (0,12 % C, 0,14 % Mn)	34,2 kg	33,7 %
Nach dem Einsetzen (2 Stunden bei 750°) und nach langsamer Abkühlung	64,3 »	14,7 »
Nach dem Einsetzen und Härten aus der Einsetztemp.	62,0 »	0,0 »
Nach dem Härten ohne Einsetzen	53,5 »	30,1 »

Man ersieht daraus, daß man durch bloßes Zementieren, auch ohne Härten einen bedeutenden Härtezuwachs erhält. Da man auf diese Weise das Härten und die Gefahr der Härterisse umgeht, so kann das Einsetzen in vielen Fällen zum Ziel führen, auch wenn das Gefüge, wie wir oben gesehen haben, ohne Glühen und Vergüten nicht einwandfrei ist.

Dies macht sich z. B. die Automobilindustrie zu Nutze, unter anderen bei Zahnrädern, deren Zähne eine glasharte Oberfläche bei zähem Kern erhalten sollen.

Nach Brearley[1]) sind es gerade C-arme Nickel und Nickelchromstähle z. B. 0,15 % C, 7—8 % Ni oder 0,15—0,40 % C, 2—6 % Ni, 0,5—1,5 % Cr, die sich hier besonders gut eignen. Sie brauchen nicht immer in Wasser oder Öl nach dem Zementieren abgeschreckt werden, da Ni und Cr die Entstehung von martensitischem Gefüge, das sonst nur durch Härtung entsteht, begünstigen.

48. Glühfrischen.

Schmiedbarer Guß — Temperguß.

Wenn es sich auch um Gußeißen handelt, so gehört es doch hierher, und es wird gerade an dieser Stelle eingeschaltet, weil es sich um eine Umkehrung des Zementierens handelt.

Beim Glühfrischen wird durch Glühen, also ohne zu schmelzen, Roheisen oder Gußeisen in schmiedbares Eisen verwandelt.

Da der Glühstahl (vgl. weiter unten) nur wissenschaftliches Interesse und keine praktische Bedeutung hat, handelt es sich lediglich um ein Gebiet der Eisengießerei, das in dem Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei des Verfassers[2]) ausführlich behandelt ist.

Hier soll nur eine ganz kurze Darstellung gegeben werden: Wenn man Gußstücke bestimmter chemischer Zusammensetzung innerhalb einer Sandpackung[3]) (um zu starken Luftzutritt auszuschließen) bei einer

[1]) Siehe Literaturübersicht.

[2]) Ebenfalls bei Wilhelm Engelmann in Leipzig.

[3]) Man kann auch andere Körper verwenden: Granulierte Schlacke, Drehspäne usw.

Temperatur von etwa 750—900° glüht, so verändert sich das Gefüge im Zusammenhang damit, daß ein Teil des Eisenkarbides unter Ausscheidung von Temperkohle zerfällt.

$$Fe_3C = C + Fe_3.$$

Die Stücke sind biegsam und im beschränkten Sinne schmiedbar. Man nennt sie Weichgußstücke (in Amerika Blackheart Castings), die in den Vereinigten Staaten ein großes Anwendungsgebiet gefunden haben, auch insofern, als man Äxte, Beile, Hobelmesser in dieser Weise fertigt, härtet und sie als Stahlstücke in den Handel bringt.

Wenn man die Sandpackung mit einer solchen aus erbsengroßen Roteisensteinkörnern vertauscht, kommt es zu einer Entkohlung, die gewissermaßen die Umkehrung des Zementiervorganges darstellt.

Auch hier stehen sich die Theorien der reinen Molekularwanderung und die der Einwirkung von Gasen gegenüber. Nach des Verfassers Ansicht findet beides statt: Die Oberflächenentkohlung wird durch Luftzutritt hervorgerufen; das dabei entstehende CO wird durch das Erz in CO_2 verwandelt; dies dringt in das Innere ein und entkohlt weiter ($CO_2 + C = 2\,CO$). Gleichzeitig findet Molekularwanderung statt.

Wie beim Zementieren hat man mit einer bestimmten Wandergeschwindigkeit zu tun. Wird die Oberfläche zu stark entkohlt, erzielt man nur starke Glühspanbildung und keine tiefergehende Entkohlung. Man setzt der Tempermasse deshalb alte Masse in reichlicher Menge zu, die bereits den Vorgang

$$3\,Fe_2O_3 + CO = 2\,Fe_3O_4 + CO_2$$

durchgemacht hat und unwirksam geworden ist.

Der Glühvorgang oder das Tempern vollzieht sich in derselben Zeit und auch bei ähnlichen Temperaturen wie das Zementieren in Temperöfen, die mit Tempergefäßen besetzt und entweder mit Rostfeuerung oder Gasfeuerung bedient werden (Abb. 409).

Die Gußstücke müssen weißes, nahezu graphitfreies Gefüge, bei 2,75—3,1 % C, haben, weil sonst eine genügende Temperkohleausscheidung nicht zustande kommt. Dies bedingt einen geringen Si-Gehalt, der der Wandstärke angepaßt werden muß. Bei geringer Wandstärke 1,25 %, bei schwerem Guß (etwa 40 mm Wandstärke) 0,45 %.

Abgesehen davon muß der Mn-Gehalt niedrig sein (0,4 % im Höchstfalle), weil sonst zuviel C als Mangankarbid fest gebunden wird.

Phosphor und Schwefel müssen niedrig sein. Man findet meist 0,1—0.2 % P und 0,05—0,1 % S. Nur beim Kupolofenschmelzen steigt der Schwefel oft bis auf 0,2 % und mehr, was aber nicht gut ist.

Das Umschmelzen erfolgt bei kleinen Erzeugungsmengen im Tiegel, sonst in Kupolöfen und Flammöfen. Kupolöfen haben niedrige

Schmelzkosten, liefern aber nicht einwandfreie und zuverlässige Qualität. Flammöfen werden mit Rostfeuerung, in Deutschland aber immer mit Umschaltfeuerung betrieben und unterscheiden sich dann vielfach garnicht von sauer zugestellten Martinöfen.

In neuerer Zeit ist auch der Kleinkonverter mit Erfolg hinzugetreten. Man frischt hier und ebenso in den Flammöfen nur bis auf den obengenannten Kohlenstoffgehalt herunter und schützt den letzteren durch höheren Siliziumgehalt im Einsatz (z. B. 2%), auch indem man Ferrosilizium einsetzt. Im Flammofen hält man eine reichliche, leichtschmelzige Schlacke und hat tiefen Herd.

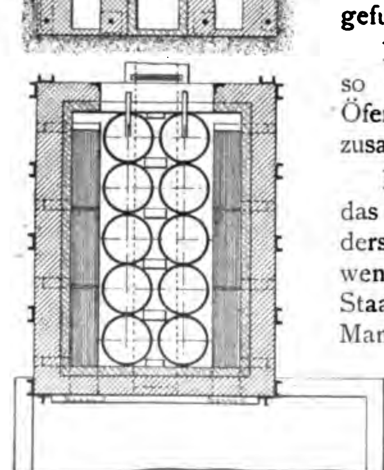


Abb. 409. Temperofen mit Rostfeuerung. In der Mitte des Querschnitts sieht man unten den Essenkanal, in den die Feuergase von oben her hineinfallen. (Stahl und Eisen.)

Auch der elektrische Ofen ist anwendber, hat aber wohl noch keine Anwendung gefunden.

Die Gußstücke sind vor dem Tempern so spröde, daß sie vielfach in aufgeheizte Öfen gebracht werden müssen, um mit diesen zusammen langsam zu erkalten.

Die Aufbereitung der Tempermasse und das Einpacken der Gußstücke geschieht mit derselben Sorgfalt wie beim Zementieren, wenigstens in Deutschland. In den Vereinigten Staaten geschieht es weniger sorgfältig. Man legt dort den größten Wert auf die Ausscheidung der Temperkohle, infolge des reinen Glühvorganges, verwendet aber auch Eisenerz, wenigstens als Zusatz zur Tempermasse.

Man darf sich keine übertriebene Vorstellung von der Entkohlung machen. Die Wirkung ist ebenso wie beim Zementieren außen und innen ungleich verteilt. Man gibt den C-Gehalt an, indem man durch und durch bohrt und findet dann Gehalte von z. B.



0,25—0,40% C bei sehr dünnwandigen Teilen,
1,1 » C bei Gußstücken wie Grubenwagenrädern,
1,9 » C bei starkwandigen Teilen.

Die Temperkohle kommt im Schliffbild in Erscheinung (vgl. Abb. 410 und 411), bei der chemischen Analyse wird sie mit dem Graphit zusammengeworfen, weil eine Trennung unmöglich ist. Bei 1,87% Gesamt-C ergab sich z. B. ein Gehalt von 1,08% Temperkohle.

Die Gußstücke müssen nach dem Tempern vielfach gerichtet werden, weil sie sich verziehen.

Die Bezeichnungen Temperguß und schmiedbarer Guß werden willkürlich nebeneinander gebraucht.

Die Erzeugnisse stellen immer Massenware dar, die mit Hilfe von Formmaschinen dann hergestellt wird, wenn Gußeisen zu spröde und unzuverlässig ist. Nur die verlangte Stückzahl entscheidet oft bei kleineren Stücken, ob man sie im Schmiedeverfahren oder Gießverfahren herstellen soll. Bei größerer Wandstärke kommt auch Stahlformguß in Wettbewerb, der eine zuverlässigere Qualität bei viel geringeren C-Gehalten liefert,

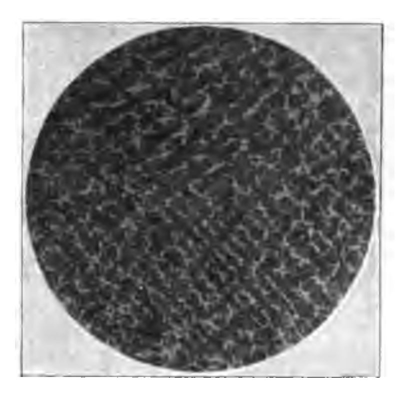


Abb. 410. Ungetempertes Gußeisen (Perlit und Zementit.)

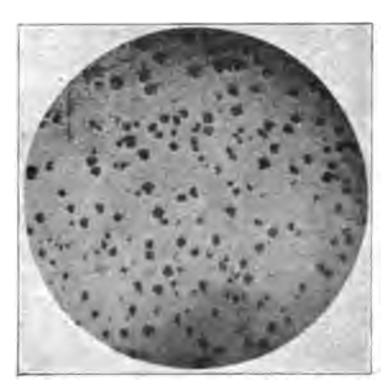


Abb. 411. Dasselbe Eisen, 20 Stunden geglüht. Ausscheidung der Temperkohle, nach Versuchen im Laboratorium des Verfassers.

aber teurer ist. Teile für Haushaltgegenstände, landwirtschaftliche Maschinen, Nähmaschinen, Eisenbahnwagen, Tür- und Fensterbeschläge, Schraubenschlüssel, Schlüssel, Schloßteile, Scherengriffe, Verbindungs- und Formstücke für Rohrleitungen (sog. Fittings), Rohrflanschen für nicht zu weite Röhren sind Beispiele.

Die Kenntnis des schmiedbaren Gusses ist alt. Der im vorigen Kapitel genannte Prinz Ruprecht von der Pfalz kannte ihn, ebenso wie der auch daselbst genannte Réaumur, der 1721 eine wissenschaftliche Abhandlung darüber schrieb. Patente auf die Herstellung von Weichguß wurden in England 1769 und 1781 erteilt. Tempergießereien gibt es in Deutschland seit 1845. Eine besonders große Verbreitung besteht in den Vereinigten Staaten, wo das Bestreben, sich auf wenige Normal-(Standard-)Modelle zu beschränken, von Anfang her vorherrschte und zur Erzeugung von Massenware drängte.

Glühstahl.

Wendet man das Glühfrischen an, um Stäbe aus Roheisen edler Beschaffenheit zu entkohlen, so kann man diese zum Tiegeleinsatz beim

Tiegelgußstahlverfahren verwenden. Tunner gab sich Mühe, dieses Verfahren auf steirischen Werken einzuführen. Es ist aber erloschen. Wahrscheinlich wohl, weil die Entkohlung nicht zuverlässig genug ist und wohl auch wegen der starken Glühspanbildung.

49. Härten.

Buchliteratur.

Reiser, Das Härten des Stahls. Leipzig bei Felix.
Thallner, Werkzeugstahl. Freiberg bei Craz & Gerlach.
Thallner, Konstruktionsstahl. Ebenda.
Brearley-Schäfer, Wärmebehandlung des Werkzeugstahls. Berlin bei Springer.
Osann, Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Leipzig bei Engelmann. Unter Metallographie.
Mars, Spezialstähle. Stuttgart bei Enke.
Preuß, Nutzanwendung der Prüfung des Eisens u. s. w. Berlin bei Springer.
Sauveur, Die Mikrostruktur des Stahls. Übersetzt von v. Jüptner. Leipzig bei Felix.
Notizen über das Härten des Werkzeugstahls. Selbstverlag von Gebr. Böhler A.-G., Wien-Berlin.
Hermann Schulz, Volumen- und Formänderungen des Stahls beim Härten. Doktorarbeit. Berlin 1914.
O. Böhler, Wolfram- und Rapidstahl. Doktorarbeit. Berlin 1903.
Maurer, Härten und Anlassen von Eisen und Stahl. Doktorarbeit. Aachen 1909. Bei Knapp in Halle.
Driesen, Thermische Ausdehnung und Lösungsfähigkeit von Kohlenstoffstählen. Doktorarbeit. Aachen 1913. Bei Knapp in Halle.
Kühnel, Verhalten gehärteter und angelassener untereutektischer Stähle. Doktorarbeit. Berlin 1913. Bei Bornträger in Berlin.
Haedicke, Die Technologie des Eisens. Leipzig bei Spamer. (Der Leser findet hier die Herstellung der Stahlwaren.)
Oberhoffer, Das schmiedbare Eisen. Berlin bei Springer.
Die Preislisten der Werkzeugstahlfirmen.
Die Lehr- und Handbücher der mechanischen Technologie.
Die Lehrbücher über Metallographie.

Zeitschriftenliteratur. (Größere Abhandlungen.)

Ledebur, Verbrennen von Stahl. Stahl und Eisen, 1883, S. 505.
Böker, Vortrag über Werkzeugstahl. Ebenda, 1886, S. 33.
Ledebur, Härten von Werkzeugstahl. Ebenda, 1891, S. 294.
Ledebur nach Charpy. Über Härtung. Ebenda, 1895, S. 459.
Härten von Nickelstahl. Ebenda, 1895, S. 346.
Charpy, Härtetemperatur. Ebenda, 1895, S. 745.
Evrard, Härten im Bleibade. Ebenda, 1890, S. 171.
Ledebur, Negative Härtung. Ebenda, 1896, S. 200.
Derselbe, Doppelte Härtung. Ebenda, 1897, S. 49.
Hädicke, Teilhärtung. Ebenda, 1898, S. 370.
Derselbe, Feilenhärten. Ebenda, 1898, S. 707.
Härtung von Panzergeschossen. Ebenda, 1898, S. 894.
Thallner, Härtespannung. Ebenda, 1898, S. 935.
Hädicke über Le Chateliers Härteversuche. Stahl und Eisen, 1904, S. 1239 und ebenda, 1905, S. 27.

Guillet über Härten. Stahl und Eisen, 1909, S. 957.
Osmond und Maurer über Austenit. Ebenda, 1908, S. 1859.
Howe und Levy, Haltepunkte bei verschiedenem C-Gehalt. Ebenda, 1914, S. 593.
Blaß zu Le Chateliers Versuchen. Ebenda, 1904, S. 1371.
Heyn und Bauer, Anlaßtemperatur und Löslichkeit. Ebenda, 1909, S. 733, 784, 870.
Hanemann, Spez. Gewicht. Ebenda, 1914, S. 402.
Hanemann und Kühnel, Abschrecktemperatur usw. Ebenda, 1913, S. 1686.
Hannack, Magnetstahl. Ebenda, 1908, S. 1237.
Potter. Ebenda, 1909, S. 721, Manganstahl.
Cubillo, Nickel-Chromstahl. Ebenda 1913, S. 1659.
Stadeler über Manganstahl. Ebenda, 1914, S. 887.

Über Härteöfen.

Für Geschosse. Stahl und Eisen, 1898, S. 894.
Goldschmidt. Ebenda, 1907, S. 763.
Hädicke. Ebenda, 1909, S. 629.
Böker in seinem Vortrage. Ebenda, 1886, S. 33.
Andries, Teerölöfen. Stahl und Eisen, 1914, S. 250.
Schiel, Ölfeuerung bei Härteöfen. Gießereizeitung, 1911, S. 381.
Hausenfelder, dasselbe. Stahl und Eisen, 1912, S. 772.
Härteöfen mit Koksgeneratorgas. Ebenda, 1909, S. 1648.
Aus dem Sammelaufsatz über Wärm- und Glühöfen. Stahl und Eisen, 1914, S. 1632 u. f.
Härteöfen der A.E.G. Gießereizeitung, 1907, S. 720.

Allgemeines.

Härtbar im praktischen Sinne ist nur Stahl mit über etwa 0,4 % C. Weiche Stähle nennt man solche mit unter 0,8 % C, harte solche mit über 0,8 % C.

Legierte Stähle sind solche, bei denen die Eisenbegleiter außer C von Bedeutung sind. Im Gegensatz dazu stehen die reinen Kohlenstoffstähle, die selten mehr als 0,4—0,6 % andere Begleiter außer C enthalten.

Eutektische Stähle enthalten, sofern sie reine Kohlenstoffstähle sind, rund 1 % oder etwas weniger C. Bei geringerem Gehalt gilt das Wort untereutektisch, darüber übereutektisch.

Statt des Wortes »Legierte Stähle« brauchen einige auch die Bezeichnung »Spezialstähle« (z. B. Mars' Buch »Die Spezialstähle«). Der Verfasser ist der Ansicht, daß man das im Handel und Verkehr bis zur Unkenntlichkeit abgegriffene Wort »Spezial« lieber nicht benutzt.

Abgesehen von obiger Einteilung hat man Chromstähle, Wolframstähle, Chrom-Wolframstähle usw.

Unter Härten versteht man ein Abschrecken des erhitzten Stahls, das oberhalb einer bestimmten Temperatur (Härtetemperatur) zu geschehen hat. Wird diese nicht überschritten, so gelingt nicht die Härtung; man spricht dann von einer negativen Härtung, weil sie geringere Härte wie zuvor ergibt.

Fast immer muß sich an das Abschrecken ein Anlassen (manche sagen »Nachlassen«) schließen, einmal um die beim Härten eingetragene Spannung zu nehmen, anderseits um den Betrag der Härte dem Gebrauch des Stahls entsprechend zu vermindern. Das letztere ist notwendig; denn eine zu große Härte führt nur zum Ausbrechen der Schneide. Man muß immer das richtige Verhältnis zwischen Schneidhärte und Zähigkeit wahren. Setzt man die Anlaßtemperatur gleich der Härtetemperatur, so wird die Härtung aufgehoben, läßt man überhaupt nicht an, bleibt sie im vollen Betrage bestehen. Daraus folgt, daß die Härte um so größer ist, je niedriger man die Anlaßtemperatur einstellt.

Die Härtung beruht darauf, daß beim Erhitzen auf eine bestimmte Temperatur eine Gefügeveränderung vor sich geht. Schreckt man ab, so wird das veränderte Gefüge festgehalten.

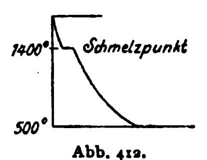


Abb. 412. Abkühlungskurve.

Früher erklärte man diesen Vorgang durch eine Umwandlung des Kohlenstoffs. Aus der Karbidkohle wird Härtungskohle. An dieser Darstellung hat Reiser in seinem obengenannten Buche festgehalten. Sie beruht auf chemischen Untersuchungen, mit deren Hilfe man die drei Kohlenstoffarten im Filter darstellen kann: Graphit + Temperkohle, Karbidkohle, Härtungskohle [1]).

Diese Darstellung läßt sich nicht mehr aufrecht erhalten, nachdem man die metallographischen Ergebnisse mit den Lösungsgesetzen in Einklang gebracht und Osmond die Härtetemperatur auf Haltepunkte zurückgeführt hat [2]).

Diesen Haltepunkten müssen einige Ausführungen gewidmet werden, ohne die man die Vorgänge nicht verstehen kann.

Haltepunkte der Eisen-Kohlenstofflegierungen
(vgl. auch das Kap. 57).

Kühlt man reines Eisen ab, so müßte man bei gleichmäßig verlaufender Abkühlung eine Kurve im Sinne der Abb. 412 erhalten. Diese erscheint aber nicht, sondern eine durch zwei Haltepunkte unterbrochene Kurve (Abb. 413).

Die Abkühlung erfährt durch einen wärmebringenden Umwandlungsvorgang Aufenthalt im gleichen Sinne, wie es bei einem Stück Schwefel geschieht, wenn dieser bei Abkühlung unter 95,6° seine Krystallform unter Wärmeentwickelung ändert. Der untere Haltepunkt des Eisens wird durch Auftreten des Magnetismus gekennzeichnet. Erhitzt man

[1]) Der Leser sei hier auf das Gießereilehrbuch des Verfassers verwiesen (Kapitel Metallographie).

[2]) Tschernoff hat 1868 gefunden, daß zum Härten eine bestimmte Mindesttemperatur gehört. Le Chatelier, Brinell und Osmond stellten eine Wärmeentwicklung beim Erhitzen auf diese fest. Osmond begründete dann etwa 1885 die Lehre von den Haltepunkten. Stahl und Eisen, 1895, S. 745.

dasselbe Stück reinen Eisens, so treten wiederum 2 Haltepunkte auf. Die gleichen Vorgänge erzeugen in ihrer Umkehrung einen Wärme-

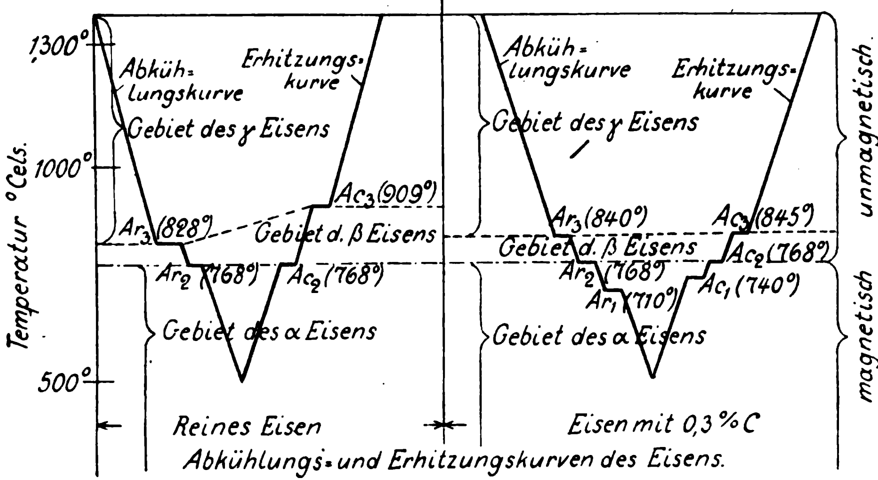


Abb. 413. Abkühlungs- und Erhitzungskurven des reinen und gekohlten Eisens.

verlust, der hemmend wirkt. Diese Haltepunkte müßten in gleicher Temperaturlage erscheinen wie beim Abkühlen. Sie tun es aber nicht, weil das Gesetz der Trägheit beim Zerfallen der Lösung wirkt. Dies bewirkt, daß beim Abkühlen eine Verschiebung nach unten, beim Erwärmen eine solche nach oben erfolgt. Den Unterschied der beiden Lagen nennt man Hysteresis. Er ist bisweilen = Null, bisweilen z. B. bei Nickelstählen außerordentlich groß. Schon Osmond hat die Bezeichnung A_c und A_r eingeführt

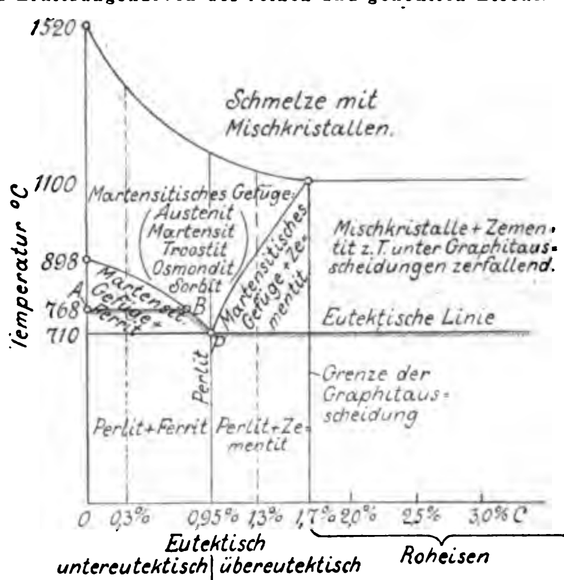


Abb. 414. Teilschaubild der Legierung, Eisen-Kohlenstoff. Die Linie der Haltepunkte A_1 beginnt bei 710° und verläuft horizontal durch P. Die der Haltepunkte A_2 und A_3 beginnen bei 768° und 898° und fließen von B ab gemeinsam nach dem Punkt P. In letzterem fließen also alle 3 Linien zusammen. Rechts von P hat man beim festen Eisen nur 2 Haltepunkte, deren unterer durch die horizontal verlaufende eutektische Linie gegeben wird. Die Grenze des Magnetismus ist durch Schraffur angedeutet. (Unterhalb magnetisch, oberhalb unmagnetisch.) Vgl. auch Kap. 57.

A_c für die Erwärmung (Caleszenz), A_r für die Abkühlung (Rekaleszenz). Wir haben beim reinen Eisen 2 Haltepunkte A_2 und A_3 und bei kohlenstoffhaltigem Eisen 3 Haltepunkte A_1 bis A_3, dabei A_3 in der höchsten Temperaturlage, sinngemäß damit übereinstimmend, daß hier das Bereich des γ-Eisens ist.

Unterhalb A_2	besteht	α Eisen,	magnetisch
Zwischen A_2 und A_3	»	β Eisen	unmagnetisch
Oberhalb A_3	»	γ Eisen	

Die Temperaturlagen sind in Abb. 413 eingetragen.

Wie eben gesagt, stellt sich bei einem Kohlenstoffgehalt ein dritter Haltepunkt ein. Stellt man für die verschiedenen Kohlenstoffgehalte die Haltepunkte fest, so kann man das Eisenkohlenstoffschaubild aufzeichnen (vgl. Abb. 414 und deren Text).

Aus diesem geht hervor, daß die Haltepunkte A_1 in einer eutektischen Linie liegen, die Haltepunkte A_2 und A_3 liegen in geneigten Linien, die mit der eutektischen Linie nacheinander zusammenfließen.

Der Begriff der eutektischen Linie und des eutektischen Punktes P soll an anderer Stelle gebracht werden. Hier genügt es zu sagen, daß Perlit ein solches Eutektikum von konstanter Zusammensetzung darstellt. Es besteht aus Ferrit (reines Fe) -lamellen und Zementit (Fe_3C = Eisenkarbid) -lamellen und enthält 0,95 % C. Da Zementit 6,67 % C hat, ergibt eine Rechnung, daß Perlit aus 14 % Zementit und 86 % Ferrit besteht.

Links vom Punkte P haben wir unterhalb der eutektischen Linie Perlit + Ferrit, rechts Perlit + Zementit, im eutektischen Punkte selbst reinen Perlit. Erhitzt man über die eutektische Linie hinaus, so ändert sich das Bild.

Betrachten wir der Reihe nach ein Eisen mit 0,3 %, 0,95 % und 1,3 % C: Bei dem ersten tritt bei A_1, also bei 710°, ein Zerfallen des Perlits ein. Die Lamellen verschwinden infolge eines Lösungsvorganges. Erhitzt man über A_2 hinaus, wird nichts geändert, nur geht der Magnetismus verloren. Erhitzt man über etwa A_3 hinaus, so verschwindet der freie Ferrit. Er wird in die Lösung aufgesogen. Es besteht nur noch Martensitisches Gefüge.

Bei 0,95 % C (Eutektikum) erscheint der letztgenannte Zustand schon beim Überschreiten des Punktes A_1.

Bei 1,3 % C haben wir im Gegensatz zu dem ersten Fall Zementit an die Stelle von Ferrit zu setzen. Der letztere kommt nur in Eisenkohlenstofflegierungen mit weniger als 0,95 % C vor.

Die Temperaturen zwischen A_1 und A_3 nennt man kritische Temperaturen. Für den Härtevorgang ist im allgemeinen die Temperaturlinie

von A_1 maßgebend. Sie kennzeichnet die Härtetemperatur dadurch, daß Martensitsches Gefüge erscheint, welches die Härte bedingt. Bei eutektischen Stählen erscheint ausschließlich Martensitisches Gefüge, durch keinen weichen Ferrit verdünnt. Dies bedingt einen Vorzug, der darin seinen Ausdruck findet, daß die meisten Werkzeugstähle ungefähr den eutektischen Gehalt besitzen, sofern es sich um reine Kohlenstoffstähle handelt. Übereutektische Stähle sind meist zu hart, weil der eingelagerte Zementit den härtesten Körper darstellt. Man macht aber Nutzanwendung, wenn es sich um sehr starke Abnutzung z. B. beim Abdrehen von sehr hartem Material handelt.

Martensitisches Gefüge ist ein Sammelbegriff, der besagt, daß man an seine Stelle die Worte Sorbit, Troostit, Martensit und Austenit setzen muß [1]). Je nach Schroffheit der Abkühlung und der Härtetemperatur gelten die einzelnen Worte in der genannten Reihenfolge. Austenit entsteht bei der höchsten Härtetemperatur und der schroffsten Abkühlung [2]). Er ist aber weicher als Martensit und deshalb seine Entstehung nicht erwünscht.

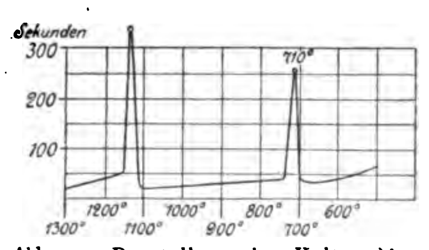


Abb. 415. Darstellung der Haltepunkte auf graphischem Wege. Man beobachtet das Millivoltmeter und markiert die Zeitpunkte, in denen die Abkühlung oder Erhitzung um 10° vorgeschritten ist, durch Zuruf. Ein anderer Beobachter liest die Anzahl der Sekunden ab, die dazu erforderlich waren. Die letzteren werden als Ordinaten aufgetragen.

Sinngemäß erscheinen diese Körper bei verschiedenen Anlaßtemperaturen. Austenit, wenn man nach ganz besonders heftigem Abschrecken gar nicht anläßt, Osmondit bei 400° und Perlit bei 710°, d. h. im letzten Falle: Anlaßtemperatur = Härtetemperatur.

Durch diese Darstellung wird erklärt, warum man an eine bestimmte Temperatur beim Härten gebunden ist. Man könnte ja der Ansicht sein, daß es hier nicht so genau darauf ankäme, wenn man nur den Stahl recht hoch erhitzt; aber die Erfahrung lehrt, daß es richtig ist, diese Temperatur so wenig wie möglich zu überschreiten. Tut man es, so hat man keinen Nutzen, sondern nur Nachteil zu erwarten. Dies gilt bei harten Stahlsorten ganz besonders. (Härterisse.)

Daher spielt die Ermittelung des Umwandlungspunktes eine außerordentliche Rolle.

Man kann mit der Uhr in der Hand im Sinne der Abb. 415 das Millivoltmeter des Chatelierschen Thermoelements ablesen und erhält dann die aufgezeichnete Kurve.

---

[1]) Die Namen sind von Sorby, Troost, Martens, Roberts Austen abgeleitet. Alles Forscher, die sich um die Metallographike verdient gemacht haben.

[2]) Osmond und Maurer, Stahl und Eisen, 1908, S. 1859.

Diese Arbeit wird durch die Anwendung eines Richardschen Chronographen erleichtert.

Man kann auch einen selbstschreibenden Pyrometer bekannter Konstruktion anwenden, bei dem der Zeiger des Millivoltmeters aufzeichnet; muß aber dem Stahl genügend große Abmessungen geben, z. B. 40 × 50 × 150 mm, sonst sind die Fehler zu groß. (Abb. 416.)

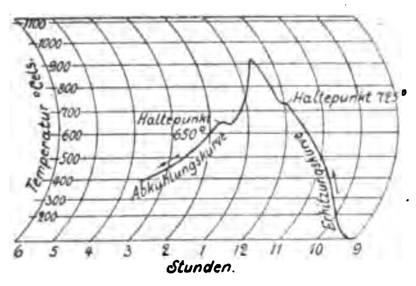


Abb. 416. Erhitzungs- und Abkühlungskurve, von einem selbstschreibenden Pyrometer aufgenommen. Es handelt sich um einen Nickelchromstahl mit 0,4% C; 0,3% Mn; 0,25% Si; 0,017% P; 0,010% S; 2,83% Ni; 1,16% Cr. Der Eisenkörper liegt in einem elektrischen Ofen.

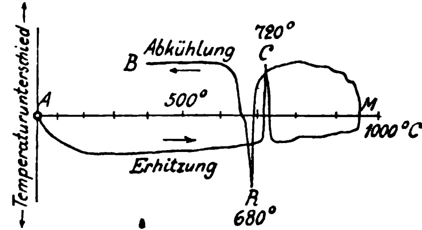


Abb. 417. Erhitzungs- und Abkühlungskurve eines Stahls mit 0,95% C mit einem Doppelspiegelgalvanometer nach Saladin, photographisch aufgenommen.

Über andere Apparate, z. B. das Saladin-le Chateliersche selbstzeichnende Doppelgalvanometer mag der Leser in den Sonderwerken über Metallographie nachlesen. (Abb. 417.)

Die Feststellung der Haltepunkte kennzeichnet man auch unter dem Begriff der Thermischen Analyse.

Man darf aber nicht die Härtetemperatur genau auf den Haltepunkt einstellen, sondern muß die Temperatur um etwa 20—40° erhöhen. Bei weichen Stählen noch mehr. Dies hängt damit zusammen, daß die Gefügeumwandlung noch nicht beendet ist, wenn das Millivoltmeter den Haltepunkt anzeigt.

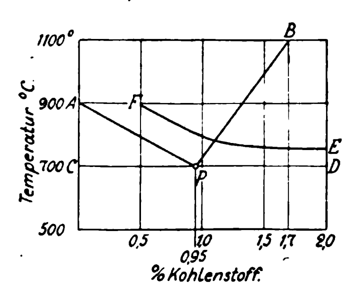


Abb. 418. FE = Kurve der Härtetemperatur, in das Schaubild der Eisen-Kohlenstofflegierung eingezeichnet (nach Brearley).

Brearley hat die Kurve Abb. 418 entworfen. Diese läßt erkennen, daß die Überhöhung der Temperatur nicht gleichmäßig erfolgt und bei stark untereutektischen Stählen die Kurve A_3 zum Ausgangspunkt genommen werden muß. Ferner läßt diese Abb. erkennen, daß für die Stähle von etwa 0,9—2,0 % C praktisch ziemlich dieselbe Härtetemperatur besteht.

Treten andere Körper zum Eisen und Kohlenstoff hinzu, so werden die Haltepunkte verschoben.

Mangan [1]) setzt die Haltepunkte herab und zwar bei 0,1 % Mn um 5°; für 1 % Mn um 60° (bei 1 % C). Bei 5 % Mn hört die Umwandlung von

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1395 und 1456.

Martensit in Perlit ganz auf. Dieses Verhalten bedingt die Naturhärte der Manganstähle mit höherem Mn-Gehalt, von denen noch die Rede sein wird.

Nickel[1]) setzt die Haltepunkte gleichfalls herab und zwar sehr beträchtlich.

Für 1,0 °/₀ Ni um 32°, für 6 °/₀ Ni um 235°. Bei 25 °/₀ Ni sinkt die kritische Temperatur auf 15° herab. Dies bedeutet das Verschwinden des Magnetismus[2]) bei gewöhnlicher Temperatur.

Hinsichtlich der anderen Elemente sei der Leser auf »Mars, die Spezialstähle« verwiesen. Es muß in jedem einzelnen Fall der Umwandlungspunkt durch Versuch festgestellt werden, da die Wirkungen der einzelnen Elemente ineinander fließen. Es soll hier nur gesagt werden, daß Wolfram die Haltepunkte nach unten, Chrom sie nach oben verschiebt. Bei Schnelldrehstählen (Chromwolframstählen) liegen die Härtetemperaturen sehr hoch. Hier spielen Wolfram- und Chromkarbide (Doppelkarbide) eine Rolle.

Das Härten in praktischer Ausführung.

Hierbei kommt das Erkennen der richtigen Härte- und Anlaßtemperatur, die Wahl und Wirkung der Härteflüssigkeit und die Berührung mit dieser, die Art des Eintauchens, ferner die Form und die Volumenveränderungen des Stahls beim Härten in Frage.

Vielfach muß auch vor dem Härten ausgeglüht werden, um die durch Schmieden und Bearbeiten eingetragene Spannung zu nehmen (vgl. unter Glühen). Es folgt dann Schmieden, Glühen, Erhitzen auf Härtetemperatur, Abschrecken und Anlassen aufeinander.

Die Schätzung und Messung der Härtetemperatur.

Meist geschieht es mit dem Auge, indem man die Anlauffarbe zu Hilfe zieht. Diese beruht auf der Bildung von Oxydschichten, die auf der blankgefeilten oder geschliffenen Oberfläche oder auch auf der frischen Bruchfläche erscheinen. Fettet man die Oberfläche ein, so erscheinen keine Anlauffarben, bricht man aber dann die Stahlstange durch, so erscheinen sie auf der Bruchflläche.

Nach Reiser liegt die richtige Härtetemperatur zwischen dunkler Kirschrothitze und heller Rotglut, d. i. zwischen 700 und 850°. (Die erste Zahl gilt für harten Stahl). Die legierten Stähle erfordern zum Teil eine niedrigere (bis 700°), zum Teil eine höhere Härtetemperatur z. B. die Schnelldrehstähle etwa 1 300°.

Daß das menschliche Auge nicht ganz zuverlässig und auch verschieden gebaut ist, bewirkt, daß man ganz auf die Geschicklichkeit und

---

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1395 und 1456.

[2]) Man stellt deshalb Panzerplatten für Kommandotürme aus solchem Material her, um magnetische Instrumente nicht zu beeinflussen.

Zuverlässigkeit des Härters angewiesen ist. Will man dies ändern, so muß man die Temperatur messen, zum wenigsten zeitweise die Temperatur und die Anlauffarbe gleichzeitig ablesen. Man hat vielfach fest eingebaute Pyrometer und härtet lediglich mit ihrer Hilfe. Am zuverlässigsten sind die Salzschmelzbäder mit einem Tauchthermoelement.

Außer dem Le Chatelierpyrometer (mit Thermoelement) kommt auch das Wannerpyrometer für Temperaturen oberhalb 600° in Betracht, auch das Férypyrometer (ein anderes optisches Pyrometer) auch das in Amerika viel angewandte Sentinelpyrometer, bei dem kleine Zylinder aus Metallsalzgemischen im gleichen Sinne wie Segerkegel schmelzen. Meist werden selbstschreibende Thermoelemente gebraucht. Bei der Anwendung dieser Meßinstrumente hat man sehr bald gefunden, daß auch der geübte Härter durch Änderung der Raumbeleuchtung und auch durch Beeinflussung subjektiver Natur irregeleitet wird, wenn er ohne Instrument schätzt.

Wenn man eine Stahlstange von 15—20 mm□ alle 15 mm einkerbt und in einem Schmiedefeuer erhitzt, bis das äußerste Ende Funken sprüht, so nimmt nach rückwärts die Farbhitze ab. Man merkt sich nun den Farbenton der einzelnen nummerierten Abschnitte und untersucht nach dem Erkalten den Bruch. Da, wo ein samtartiger mattglänzender Bruch besteht, ist die richtige Temperatur gewesen [1]). Nach beiden Seiten hin hat man grobkörniges Gefüge.

Zahlentafel [2]).

Schweiß-, Schmiede-, Glüh- und Härtetemperaturen.

Helle Weißhitze	1500°	darf bei Stahl überhaupt nicht angewendet werden. Der Stahl sprüht Funken.
Matte »	1200°	nur beim Schweißen von eigentlichem Schweißstahl.
Helle Gelbglut	1100°	nur beim Schweißen von schweißbarem Tiegelstahl geringer Härte.
Gelbglut	1000°	wird beim Schweißen von hartem Tiegelstahl mit Schweißmitteln, ferner als Schmiedetemperatur für weichen Stahl — sonst nicht angewendet.
Gelbrotglut	900°	Dies ist die Schmiedetemperatur für harten Stahl und die Härtetemperatur für sehr weichen Stahl oder für im Einsatz gehärtetes Eisen.
Helle Rotglut	800°	Dies ist die Schmiedetemperatur für besonders harten Stahl, und die Härtetemperatur weichen Werkzeugstahls.
Kirschrotglut	750°	Dies ist die Härtetemperatur von zähem bis hartem Stahl, letzterer bis dunkelkirschrot erhitzt.
Dunkelrotglut	650°	Diese Temperatur reicht nicht zum Schmieden aus. Die Gefahr, daß Risse entstehen, ist zu groß. Ebenso reicht sie nicht zum Härten aus.
Braunrotglut	550°	Es gilt dies in noch höherem Maße.

[1]) Als Metcalfs Verfahren von Brearley bezeichnet. Vgl. auch Thallner, Biegebruchfestigkeit. Stahl und Eisen, 1913, S. 588.

[2]) Im wesentlichen nach Thallner.

Die richtige Glühtemperatur liegt zwischen heller Rotglut und dunkler Rotglut. Die letztere gilt bei hartem Stahl.

Kirschrotglut wird angewendet, um überhitzten Stahl durch Schmieden so gut wie möglich zu verbessern.

Nach Brearley liegt die Schmiedetemperatur für Werkzeugstahl in Temperaturbereichen bis zu 1 100° bei weichem Stahl und bis zu 1 000° bei hartem Stahl.

Zahlentafel.

Härtetemperatur[1]).

Dunkelkirschrot, schwarzrot	500° C
Dunkelrot, blutrot	566° »
Dunkelkirschrot, beginnendes Kirschrot	635° »
Mittelkirschrot	694° »
Vollkirschrot	746° »
Hellkirschrot, hellrot	843° »
Orange, lachsrot	899° »
Hellorange, hellachsrot	941° »
Gelb	996° »
Hellgelb	1079° »
Weiß	1205° »

Zahlentafel.

Härtegrad und Kohlenstoffgehalt[2]). (Vgl. auch S. 512.)

Sehr hart	1,5 % C	Dreh- und Hobelmesser.
Hart	1,25 » C	Gewöhnliche Dreh- und Hobelmesser, Gesteinbohrer usw.
Mittelhart	1,00 » C	Gewinde- und Spiralbohrer, Fräser-, Präge-, Schmiede- und Schlosserwerkzeuge.
Zähhart	0,85 » C	Fräser, Gesenke, Spurpfannen, Hand- und Schrotmeißel.
Zäh	0,75 » C	Hand- und Schrotmeißel, Scheermesser, Federn, Hämmer.
Weich	0,65 » C	Als Schweißstahl zum Verstählen. Zu verschiedenen Schmiedewerkzeugen und zu Döppern.

Härteöfen.

Im allgemeinen wird für die obengenannten Zwecke eine Temperatur bis zu 1 000° genügen. Eine Ausnahme verlangen nur Schnelldrehstähle.

Man muß den Ofen so einrichten, daß man ihn gleichzeitig zum Schmieden, Glühen und Anlassen benutzen kann. Zum Schweißen ist eine höhere Temperatur nötig. Man benutzt dann meist das Schmiedefeuer unter Aufstreuen von Schweißpulver[3]).

---

1) Nach Withe und Taylor.

2) Nach einer Tafel der Bismarckhütte.

3) Solche Schweißpulver, deren Hauptbestandteil Borax ist, schmelzen und schützen den Stahl vor Berührung mit der Luft. Man setzt auch oft Ferrozyankalium und andere kohlende Mittel zu.

Der einfachste, wenn auch unvollkommene Ofen, ist das Schmiedefeuer. Es braucht sehr viel Brennstoff (meist 3—4 mal so viel wie ein Ofen) und gewährt schlechten Schutz gegen die Oxydation. Wenn man angefeuchtete, backende Kohle nimmt, so kann man allerdings eine Gewölbebildung erreichen. Das Stück liegt in dem Gewölbe wie in einer Muffel. Wird der Hohlraum zu groß, füllt man Kohle nach. Man muß Kohle mit geringem Schwefelgehalt wählen.

Holzkohle gibt eine geringere Hitze. Sie ist schwefelfrei, man kann sie für kohlenstoffreichen Stahl verwenden. (Abb. 419.)

Man kann aus dem Schmiedefeuer auch einen einfachen Muffelofen machen, wenn die Stähle in ein altes Rohr unter Lehmverschluß verpackt werden.

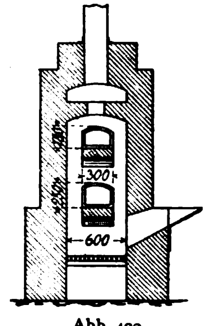


Abb. 420. Mit Kohle oder Koks geheizter Muffelofen zum Schmieden, Glühen und Härten von Werkzeugstahl. Die obere Muffel dient zum Vorwärmen. Die Feuergase sind vollständig vom Muffelinneren abgesperrt. Die Muffeln können aus Eisen oder Schamotte bestehen, ihre Einsatztüren werden am besten durch einen seitwärts verschiebbaren Stein gebildet. Man vermeidet es, die Stahlstücke unmittelbar auf den Muffelboden zu legen. Sie müssen immer hohl auf Eisenstäben oder Steinstücken liegen und dürfen die Muffelwände nicht berühren. Ein Wenden des Stücks ist zur Beförderung der gleichmäßigen Erwärmung notwendig. Nach Thallner, »Werkzeugstahl«.

Flammöfen werden besonders für große flache Gegenstände angewandt und mit verschiedenen Brennstoffen betrieben. Halbgas- und Gasfeuerung wird auch angewendet. Immer wird auf stark reduzierende Flamme gehalten. (Abb. 424, 428, 430).

Man benutzt auch sogenannte Schachtöfen, die am besten mit einem Gemisch von Koks und Schmiedekohle betrieben werden. (Abb. 421.)

Abb. 419. Schachthärteofen, für Holzkohle eingerichtet. Die Werkstücke werden mit der Zange freihändig hineingehalten oder auf rostartige Unterlagen gelegt. Der obere Hohlraum nimmt eine Steinplatte als Kaminschieber auf, mit deren Hilfe die Hitze im Ofen geregelt wird.

Im übrigen gilt der Muffelofen als der beste und am meisten angewendete Ofen. Er kann mit Kohle, Koks, Öl und Gas geheizt werden. Bei letzterem (Leuchtgas oder Generatorgas) kann man am besten die Temperatur regeln. Meist läßt man die Feuergase durch Öffnungen in die Muffel eintreten, um bessere Wärmewirkung zu haben. Mit Gebläsegasöfen kann man bequem 1100° und bei Luftvorwärmung auch 1300° erzielen. Gußeiserne Muffeln sind vorteilhafter wie solche aus Schamotte, weil sie die Wärme besser leiten. (Abb. 422, 423 und 425—429.)

Bleibäder lassen sich bis 750° gebrauchen. Das geschmolzene Blei wird überhitzt. Sie haben den Vorteil, daß die Gegenstände senkrecht eingehängt werden können, um sich nicht zu verziehen. Man

wendet sie gerade bei Feilen an, muß aber einen Überzug von Mehlbrei mit Kochsalz und Lederkohle geben, um einer S- und O-Aufnahme (PbS und PbO) aus dem Blei vorzubeugen. (Abb. 432.)

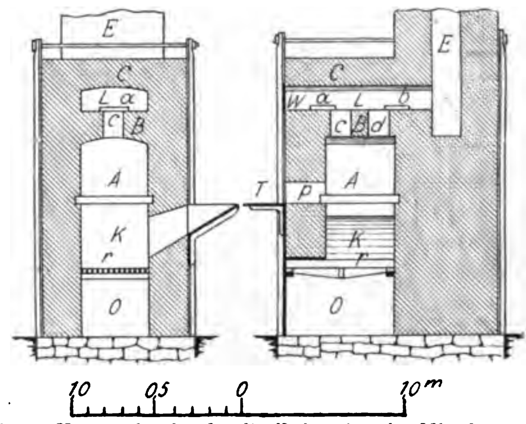


Abb. 421. Härteschachtofen für Koks oder eine Mischung von Koks und Schmiedekohle. K ist der Brennstoffraum, A der Arbeitsraum mit Unterlagen für die Werkstücke, die nicht mit der Zange eingeführt werden. Die Öffnungen c und d werden durch die Schieber a und b soweit geschlossen, daß in A eine gleichmäßige Wärme herrscht. Das Anheizen erfordert 1—2 Stunden. Nach Thallner »Werkzeugstahl«.

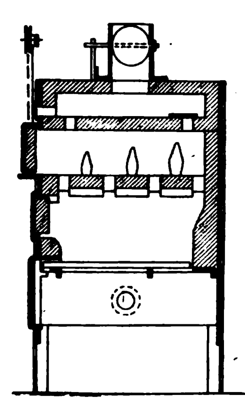


Abb. 422. Härteofen für Handhämmer usw. mit Unterwind betrieben. Die Feuergase umspülen die Muffel und treten z. T. in sie ein. Stahl und Eisen, 1907, S. 766.

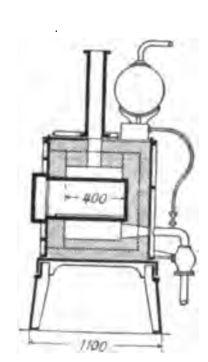
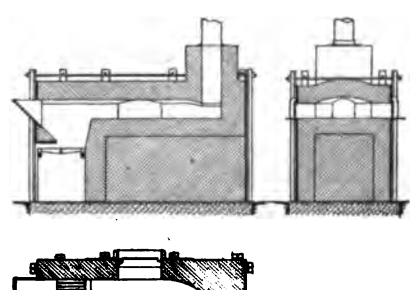


Abb. 423. Mit Öl geheizter Härte- und Glühofen von Lochner in Jena für feine Werkzeuge. Es werden 800 kg in 10 Stunden auf 840°, mit etwa 70 kg Öl erhitzt. Der Arbeiter ist durch einen Windschleier geschützt, der von einem Rohr innerhalb der Feuertür ausgeht. Stahl und Eisen, 1912, S. 776.



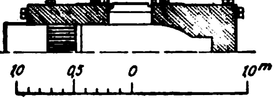


Abb. 424. Kleiner Flammofen zum Schmieden und Härten von Werkzeugstahl. Vielfach ist ein Vorwärmeraum über dem Arbeitsraum vorhanden, und dann die Esse an der entgegengesetzten Seite angeordnet.

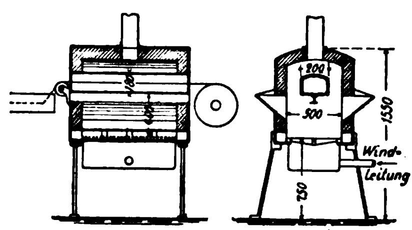


Abb. 425. Kontinuierlicher Muffelofen zum Glühen, Härten und Anlassen von Bandstahl, mit Holzkohle geheizt Nach Thallner, »Werkzeugstahl«.

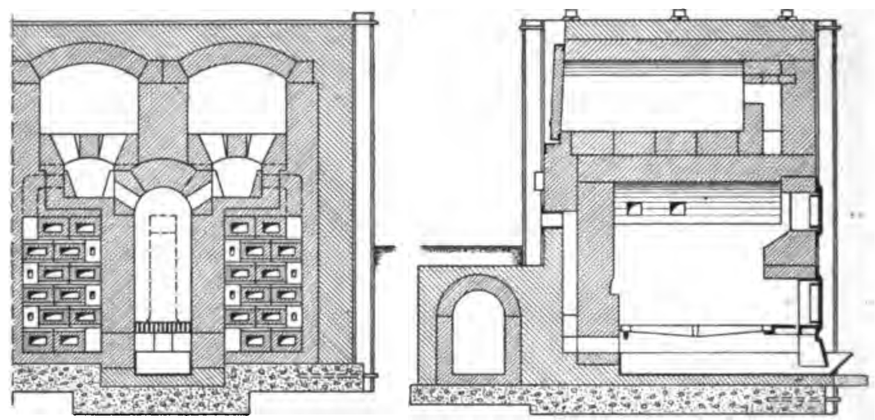


Abb. 426. Ofen zum Härten und Anlassen von Spiralfedern mit Halbgasrekuperativfeuerung der Ifö-Ofenbaugesellschaft. Das Gas vermischt sich mit vorgewärmter Luft unterhalb der Muffeln, durchströmt diese und fällt, durch die Rekuperatoren streichend, in den Essenkanal. Stahl und Eisen, 1914, S. 1632.

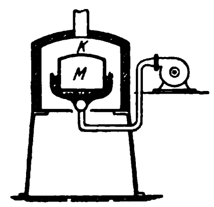


Abb 427. Mit Gas geheizter Härtemuffelofen der Firma Ludwig Loewe & Co. in Berlin. Die gußeiserne Muffel sitzt in einem mit Schamotte ausgekleidetem Kasten. Ein sehr schnell laufendes Schleudergebläse saugt Gas aus einer Leitung und gleichzeitig Luft an. Das Gemisch verbrennt unter der Muffel, indem es aus einem Rohr mit zahlreichen Öffnungen ausströmt. Vgl. den Text der Abb. 428.

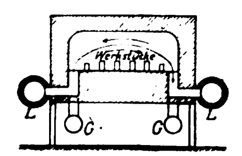
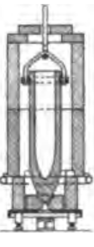


Abb. 430. Härteofen mit Umschaltfeuerung. Nur die Luft ist vorgewärmt. Nach einer Reiseskizze auf einem steirischen Stahlwerk.



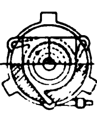


Abb. 428. Granatenhärteofen. Der Ofen wird mit Leuchtgas geheizt. Dies wird zuvor mit einer bestimmten Luftmenge gemischt, die nicht zur Verbrennung ausreicht. Das Gas-Luftgemisch wird unter einem Druck von 0,1 Atm. eingeblasen (vgl. Selasfeuerung S. 615). Die Flamme kann nach oben oder nach unten abgeleitet werden. Unmittelbar nach dem Erhitzen auf 700—750° wird die Granate in Öl abgeschreckt. Stahl und Eisen, 1898, S. 895.

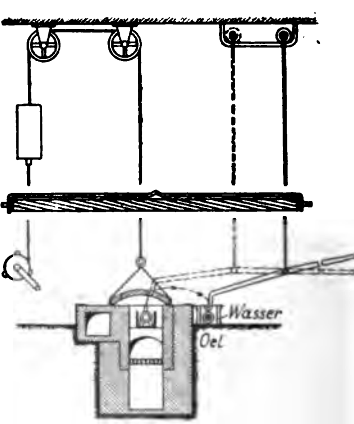


Abb. 429. Härtung von Tuchschermessern. Der Muffelofen ist 4,5 m lang. Die Messer sind auf ein Rohr aufgeschoben und werden auf diese Weise transportiert, eingesetzt und gehärtet. Stahl und Eisen, 1907, S. 765.

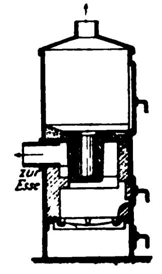


Abb. 431. Salzbadhärteofen für kleine Teile, von unten gefeuert. Stahl und Eisen 1907, S. 767.

Auch elektrisch geheizte Muffelöfen mit Platinfoliewickelung (Heräus in Hanau) sind bekannt geworden.

Salzschmelzbäder haben sich schnell Eingang verschafft. Bei ihnen läßt sich die Temperatur haarscharf einstellen, da der Schmelzpunkt des Salzgemisches (meist Chlorbarium + Chlorkalzium) maßgebend ist. Beim Ausheben des Werkstücks wird eine Salzkruste mitgenommen. Diese fällt aber in der Härteflüssigkeit sogleich ab. (Abb. 431 und 432.)

Man kann das Salzgemisch im Tiegel mit irgend einem Brennstoff oder auch elektrisch schmelzen. Im letzteren Falle hat die A. E. G. ein besonderes Verfahren ausgebildet (Abb. 433).

Solche Salzschmelzen dienen auch zum Härten des Schnelldrehstahls, der eine Temperatur bis zu 1300° verlangt. Durch ein Tauchpyrometer wird die Temperatur nachgeprüft.

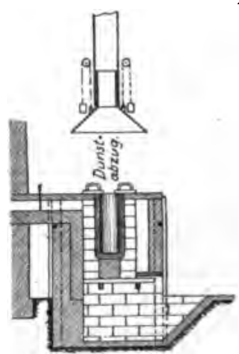


Abb. 432. Bleibadhärteofen für Feilen, mit Koks geheizt. Es wird reines Blei geschmolzen und überhitzt. Die Angel der Feile taucht nicht mit ein und bleibt daher weich. Derselbe Ofen läßt sich auch als Salzschmelzofen benutzen. Man setzt Kochsalz ein, dessen Schmelzpunkt durch Zusatz von Borax und Soda geregelt wird. Will man zementierende Eigenschaften haben, muß gelbes Blutlaugensalz und Kalisalpeter zugefügt werden. Feilen erhalten einen Überzug aus einer Klebmasse von Roggenmehl und Klauenmehl, die angetrocknet wird. Als Salzbadhärteofen dient der Ofen auch für das Härten von Schnelldrehstahl.

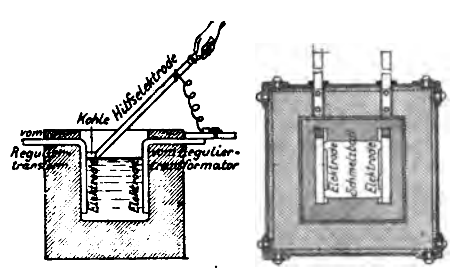


Abb. 433. Elektrischer Salzschmelzhärteofen der A. E. G. In einem viereckigen Schacht stehen sich zwei Eisenplatten als Elektroden gegenüber. Der auf niedrige Spannung heruntertransformierte Wechselstrom (auch Drehstrom) muß gut regulierbar sein. Da das kalte Salz nicht leitet muß eine Hilfselektrode zur Erzeugung eines Lichtbogens (siehe die Abbildung links) angewandt werden. Das geschmolzene Salz übernimmt dann die Leitung, indem die Hilfselektrode allmählich nach rechts hinübergeschoben wird. Das Salzgemisch besteht aus Chlorbarium und Chlorkalzium. Zu dem Ofen gehört ein Schaltbrett zur Stromregulierung und ein Härtebottich. Stahl und Eisen, 1909, S. 667.

Der Leser sei auch auf die Kapitel »Glühen« und »Wärmöfen« verwiesen, da viele Öfen so gebaut werden, daß sie als Härte-, Glüh- und Wärmöfen in gleicher Weise benutzt werden können.

Härteflüssigkeit.

Man wendet Wasser, Öl, geschmolzenen Talg, geschmolzenes Blei an, je nach der Härte, die verlangt wird.

Wasser, das Salze oder Säuren gelöst hat, härtet besser. Lehm- oder kalkhaltiges Wasser schlechter.

Die größte Härte liefert eine gesättigte Sodalösung (Härtezahl = 103). Gewöhnliches Wasser von 20—25° hat die Härtezahl 50 und geschmolzenes Blei von 350° nur 13.

Werkzeuge von verwickelter Form darf man nicht in kaltem Wasser härten, sondern muß ein solches von 30—40° oder Öl wählen.

Feilen härtet man in Salzwasser (Salz im Überschuß).

Über die Ursache des verschiedenen Härtevermögens verschiedener Flüssigkeiten ist man heute noch nicht im Klaren. Das Wärmeleitungsvermögen gibt keinen sicheren Anhalt. Quecksilber müßte dann am besten härten, tut es aber nicht. Jedenfalls spielt die Art des Klebens der Flüssigkeit eine große Rolle.

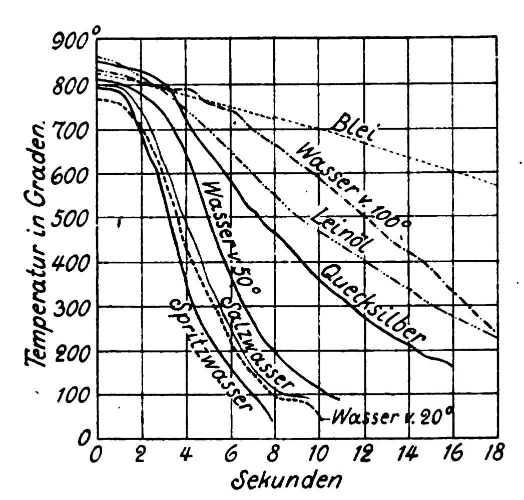


Abb. 434. Abkühlung eines kleinen Eisenzylinders in verschiedenen Härteflüssigkeiten. Nach Le Chatelier (Haédicke), Stahl und Eisen, 1904, No. 21.

Le Chatelier hat die durch die Abb. 434 dargestellten Versuche gemacht und die Zeiten gemessen, die zu einer Abkühlung von 700° auf 100° nötig waren (vgl. Literatur).

Man soll das ein- bis zweifache Flüssigkeitsgewicht (bezogen auf das Stahlgewicht) nehmen.

Das Eintauchen in die Härteflüssigkeit.

Sehr wichtig ist die innige Berührung des Stahles mit der Härteflüssigkeit. Da sich sogleich ein Dampfpolster bildet, muß man für Bewegung sorgen, indem man das Werkstück oder die Flüssigkeit bewegt oder auch Brausen anwendet. Letzteres ist sehr wirkungsvoll. (Abb. 435 bis 438.)

Das »Härten in fallender Hitze« bedeutet einen Kunstgriff, der einen Schutz vor Härterissen gewähren soll. Der Härter hebt den auf richtige Temperatur gebrachten Stahl aus dem Ofen und schwenkt ihn einige Sekunden in der Luft, bevor er ihn eintaucht.

Ein anderes Verfahren bei Werkzeugen, die wegen vorspringender Teile zum Reißen neigen, besteht darin, daß man zwei Härteöfen nacheinander benutzt. Der erste auf (die höher liegende) normale Härtetemperatur und der zweite auf 20° über den Rekaleszenzpunkt z. B. 730° eingestellt. Der letztere Ofen hat dann immer ein Salzschmelzbad.

Am besten läßt man die Stücke in der Flüssigkeit ganz erkalten.

Unter Preßhärtung versteht man ein Einspannen von flachen Gegenständen z. B. Sägeblättern zwischen zwei wassergekühlten Metallplatten.

Unter abgebrochener Härtung versteht man ein vorzeitiges Herausnehmen aus der Härteflüssigkeit, damit die Wärme aus dem Inneren nachfließt. Es geschieht dann dasselbe, als wenn man härtet und dann anläßt. Diese abgebrochene Härtung wird gern angewendet, wenn man Härterisse fürchtet.

Bei Schnelldrehstählen wendet man bisweilen Gebläseluft an und hat z. B. bei Fräsern besondere Apparate mit 3 Winddüsen.

Ein Härtebottich ist mit Brausen und Siebkästen ausgerüstet. Das Wasser- oder Ölgefäß muß von außen her durch fließendes Kaltwasser gekühlt werden. Auch muß ein Luftrohr vorhanden sein, um die Flüssigkeit durch Gebläseluft in Wallung zu bringen. Vielfach hat man auch Warmwasseranschluß, um kleine Teile zu härten.

Abb. 435. Härten eines Werkstücks mit Vertiefungen auf der zu härtenden Fläche. Bloßes Eintauchen führt auch bei Bewegung des Stückes nicht zu einer guten Härtung, weil sich Dämpfe in den Vertiefungen sammeln. Man muß gleichzeitig ein Spritzrohr von unten wirken lassen. Nach Thallner, »Werkzeugstahl«.

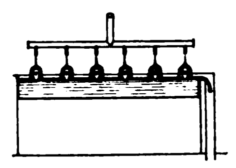


Abb. 436. Härten von Handhämmern in Wasser. Der Mittelteil der Hämmer bleibt dabei weich. Stahl und Eisen, 1907, S. 766.

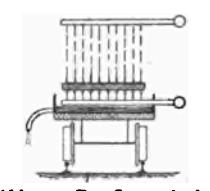


Abb. 437. Das Sprenkeln (Abbrausen) einer Panzerplatte. Es geschieht dies mit kaltem Wasser, das mit einem Druck von $1^1/_2$ Atm. gleichzeitig von oben und unten zuströmt.

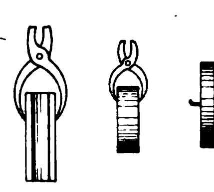


Abb. 438. Zangen und Haken zum Einhängen in die Härteflüssigkeit. Die Zange darf nur mit den Schneiden das Werkstück berühren.

Das Anlassen.

Man erhitzt das blankgefeilte oder geschabte Werkzeug bis die betreffende Anlauffarbe erscheint und kühlt es dann sogleich durch wiederholtes Eintauchen nach und nach ab.

Schneidewerkzeuge läßt man auch wiederholt anlaufen, um bessere Zähigkeit zu erzielen. Man regelt auch in anderer Weise die Anlaßtemperatur. So benutzt man Bleibäder (327^0), deren Temperatur man durch Zinn- oder Antimonzusatz einstellt, z. B. bei $60\,^0/_0$ Zinn auf 185^0.

In Öl gehärtete Federn erhitzt man, bis das anhaftende Öl aufflammt oder auch ein Pappelholzspan an zu glimmen fängt, oder man erhitzt sie in heißem Sande.

Über die Anlaßfarbe gilt dasselbe, was über die Härtefarbe gesagt ist. Man kann auch bei ein und derselben Temperatur alle Anlauffarben der Reihe nach erzielen, wenn man nur die Zeitdauer verschieden einstellt.

Daraus folgt, daß man auf die Übung und Zuverlässigkeit der Härter allein angewiesen ist, wenn man nicht die Temperatur mißt.

Das Richten verzogener Werkstücke findet nach dem Anlassen statt. Wenn möglich, gibt man dem Stück eine solche Durchkrümmung, daß es am Schluß der Härtebehandlung die richtige Form hat.

Bei Wasserhärtung hat man stärkeres Verziehen wie bei Ölhärtung. Ein Mn-Gehalt hat in dieser Richtung eine günstige Wirkung.

Zahlentafel. Anlaßtemperaturen.

Schaber für Messing	220°
Kleine Drehstähle	220°
Fräser	240°
Spiralbohrer	260°
Chirurgische Instrumente	275°
Äxte	275°
Nadeln	285°
Handsägen	285°
Federn	285°

Zahlentafel. Brinellsche[1]) Härte- neben der Anlaßtemperatur.
Kohlenstoffgehalt = 1,1 %.

	Härtezahl:
Ausgeglüht	200
Auf 760° erhitzt und in Wasser abgeschreckt	2499
» 50° angelassen	2499
» 100° »	2490
» 200° »	2380
» 300° »	1190
» 400° »	917
» 500° »	770
» 600° »	358

Zahlentafel. Anlauffarben[2]).

Keine Farbe	bis	220°	
Hellgelb	»	220—230°	Hartgußdrehstähle
Dunkelgelb	»	240°	Bohrstähle
Gelbbraun	»	255°	Mühlenspurzapfen
Braunrot	»	265°	Spiralbohrer
Purpurrot	»	275°	Bohrer für Eisen
Violett	»	285°	Handmeißel
Kornblumenblau	»	295°	Beile usw.
Hellblau	»	315°	Handmeißel für Schmiedeisen
Grau-Meergrün	»	330°	Sensen

[1]) Vgl. Kap. 54.
[2]) Nach Reiser. Diese Zahlentafel ergänzt die auf S. 589 gegebene.

Begleiterscheinungen beim Härten.

Der Stahl »schüttet ab«, d. h. der Glühspan löst sich ab. Es hängt dies mit Oberflächenspannungen zusammen, die sich ausgleichen.

Das Volumen des Stahls nimmt beim Härten immer zu. Dies geschieht aber nicht regelrecht, indem z. B. das Längenmaß verkürzt, das Breiten- und Dickenmaß vergrößert wird. Ein Würfel erhält eingebogene Seiten. Ein Ring wird nicht weiter, sondern enger.

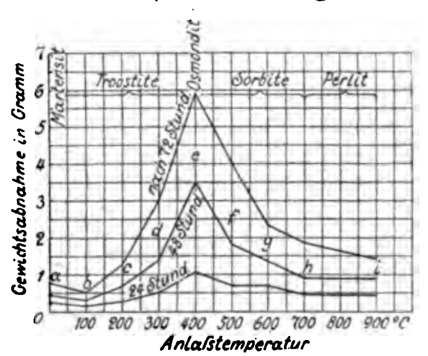


Abb. 439. Löslichkeit des Stahls im Zusammenhang mit verschiedener Anlaßtemperatur nach Heyn und Bauer, Stahl und Eisen, 1909 S. 733, 784, 870.

Das Volumen dehnt sich z. B. von 1,0000 auf 1,00772 aus und dementsprechend verringert sich das spez. Gewicht [1]). Aber diese Änderung ist verschieden, je nach der verschiedenen Dicke der Stäbe.

Mit wachsender Anlaßfarbe nimmt das spez. Gewicht zu, aber nur bis etwa 500°, von da ab fällt es wieder.

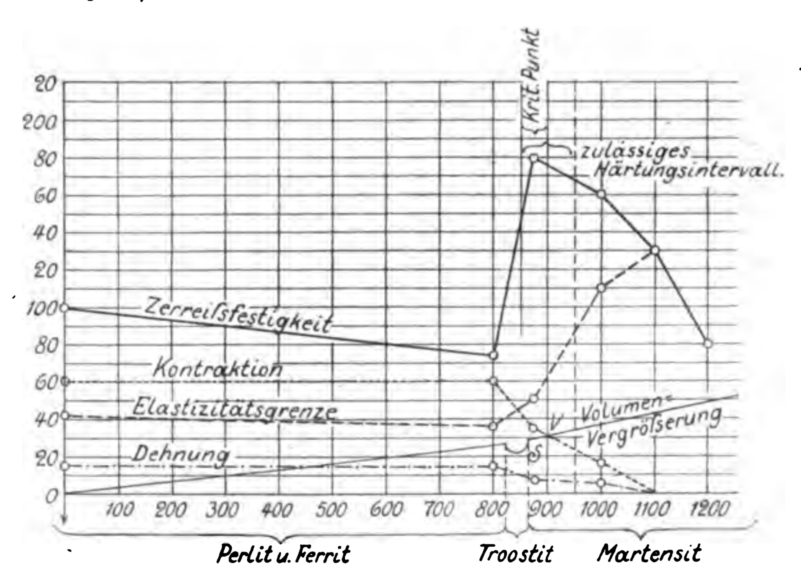


Abb. 440. Schaubild der Festigkeitseigenschaften des Stahls. Es ist bei Erwärmung auf eine um je 50° steigende Temperatur abgeschreckt, dann der Stab zerrissen und auch die Volumenvergrößerung bestimmt. Letztere erfährt eine durch *S* angedeutete Unterbrechung. Infolge der Troostitbildung findet eine vorübergehende Schrumpfung statt (nach Thallner).

[1]) Z. B. bei einem Stahl mit 1,17% C, bei 700° abgeschreckt, von 7,847 auf 7,777. Die Abschrecktemperatur ist von Einfluß (Hanemann und Schulz).

Die Ursache ist darin zu suchen, daß Martensit ein geringeres spez. Gewicht als Perlit, Ferrit und Zementit hat.

Härterisse sind die Folge der Spannung.

Die Zerreißfestigkeit, Elastizitätsgrenze nehmen beim Härten zu, die Dehnung nimmt ab. (Abb. 440.)

Die Löslichkeit des Stahls wird durch das Härten verringert. Löslichkeit und Ritzhärte stehen im umgekehrten Verhältnis. Beim Anlassen auf 400° besteht die größte Löslichkeit (Osmondit). Man kann aus der in der Zeiteinheit gelösten Menge auf die angewendete Anlaßtemperatur schließen (Heyn und Bauer vgl. Literatur und Abb. 439).

Fehlergebnisse beim Härten.

Von negativer Härtung infolge zu geringer Härtetemperatur war vorher (S. 581) die Rede.

Dasselbe gilt von Spannung und Härterissen und ihrer Verhinderung.

Verbrannter und überhitzter Stahl ist meist beim Schweißen oder Schmieden oder Walzen, seltener beim Härten entstanden. Letzteres ist aber auch möglich. Solcher Stahl neigt wegen seines kranken Gefüges ganz besonders zu Härterissen. Regelrecht verbrannter Stahl ist überhaupt nicht mehr zu heilen. Er hat soviel Sauerstoff aufgenommen, daß die Eisenbegleiter in der Oberfläche stark vermindert sind. Er sprüht Funken im Schmiedefeuer und hat Hartkörner (SiO_2). Überhitzter Stahl hat eine weniger hohe Temperatur erhalten und läßt sich durch Schmieden bei Kirschrotglut meist verbessern. Bei verbranntem und überhitztem Stahl besteht grobkristallinisches, weiß schimmerndes Gefüge. (Vgl. Abb. 408.)

Übermüdeter oder abgestandener Stahl ist ein Stahl, der dem überhitzten Stahl gleicht; nur ist weniger eine zu hohe Temperatur als eine sehr lange Zeitdauer schuld gewesen. Hat man z. B. zu lange oder wiederholt, auch bei ganz normaler Temperatur geschmiedet, so tritt dieser Fall ein.

Teilhärtung.

Es werden nur Teile des Stücks gehärtet.

Vielfach läuft diese auf einen Zementiervorgang hinaus. Es sei hier auf dieses Kapitel verwiesen, um einige andere Fälle zu behandeln:

Sägen werden gehärtet, dann mit den Zähnen durch weißen Sand gezogen, um sie anzulassen.

Kleinere Teile werden zwischen eiserne Backen gespannt. Nur das herausragende Ende oder die Schneide wird heiß und dann abgelöscht. Man hat auch maschinelle Vorrichtungen, bei denen die Glieder einer endlosen Kette sich schließen und öffnen.

Bei Feilen läßt man die Angel weich, indem man die Stücke in ein Bleibad entsprechend tief eintaucht. (Vgl. S. 593.)

Sonderstähle.

Der Leser sei hier von vornherein auf das folgende Kapitel verwiesen, wo von dem Vergüten solcher Stähle S. 617 die Rede ist.

Manganstahl[1]).

Er hat meist 12—12,6 % Mn bei 1,2—1,3 % C. Der Name ist erst bei einem Mn-Gehalt von über 7 % üblich.

Manganstahl zeigt verkehrte Härtung. Er wird beim Abschrecken aus einer Temperatur von etwa 1000° (erst langsam, dann schnell die Temperatur steigern!) zäh, so daß man ihn schmieden, walzen und ziehen kann. Er ist dann unmagnetisch. Läßt man ihn aber langsam abkühlen oder läßt ihn auf 500—650° an, so wird er glashart, spröde und magnetisch.

In der ersteren Weise behandelt, hat man versucht Schienen für schwierige Kurvenstrecken daraus herzustellen, mit 85—100 kg Zerreißfestigkeit, 30—50 % Dehnung, biegbar um 180°[2]). In letztgenannter Weise behandelt, hat man ihn für Geldschrankplatten, Baggereimerteile usw. benutzt, um jeden Angriff auszuschließen. Seine Bearbeitung durch Schleifen ist aber außerordentlich kostspielig[3]). (Vgl. auch S. 258, 474 und 518.)

Wolframstahl[3]).

Wolfram erzeugt ein sehr feines, samtartiges Korn. Es wird verwendet, um große Härte und Schneidhaltigkeit zu erzeugen.

Das Schmieden, Härten und Anlassen erfolgt in gleicher Weise wie bei Kohlenstoffstählen, nur soll man in etwas höherer Temperatur schmieden. Wolframstähle mit 30 % Wo sind noch schmiedbar.

Gewehrläufe enthalten	0,6—0,7 % C,	1—3 % Wo
Warmzieh- und Preßmatrizen .	0,6—0,65 % C,	8—9 % Wo
Dauermagnete	0,6—0,65 % C,	4—6 % Wo

Chromstahl[3]).

Chrom erzeugt eine starke Härtesteigerung, aber auch eine Verminderung der Zähigkeit. Seine Bedeutung liegt in der Steigerung des Widerstandes gegen Schlag und Stoß. Wolfram und Chrom ergänzen sich gegenseitig. Die Warmbehandlung muß vorsichtiger wie bei Kohlenstoffstählen erfolgen. Er ist gegen Überhitzung sehr empfindlich. Die Härtetemperatur liegt höher.

Kugeln und Kugellager enthalten	0,85—1,05 % C,	1—1,5 % Cr
Fräser.	1,4 —1,5 % C,	0,3—0,5 % Cr
Stempel, Lochdorne, Kaltwalzen	0,8 —1,0 % C,	2,0—4,0 % Cr

---

[1]) Von Hadfield erfunden.

[2]) Das Walzen muß bei 700—1000° geschehen, nicht darüber und nicht darunter (Stahl und Eisen, 1909, S. 721).

[3]) Vgl. auch den Abschnitt über Werkzeugstahl S. 510 und das Kapitel 59.

Mushetstahl.[1])

Er ist ein Mittelding zwischen einem Mangan- und Chrom-Wolframstahl und ein typischer Selbsthärter. (Vgl. S. 513.) Seine Zusammensetzung ist etwa:

1,5—2,0 % C; 6—8 % Wo; 1—2 % Mn; 0,4 % Cr.

Er bedarf keines Abschreckens beim Härten. Es genügt ihn auf 800° zu erhitzen und an der Luft abkühlen zu lassen.

Er ist durch die Schnelldrehstähle in den Hintergrund gedrängt.

Schnelldrehstähle.[1])

Es sind Chromwolframstähle von etwa folgender Zusammensetzung:

0,5—0,8 % C; 4—6 % Cr; 18—24 % Wo;

Si und Mn unter 0,15 %.

Sie müssen ganz anders behandelt werden wie Kohlenstoffstähle. Beim Schmieden und Härten müssen sie sehr langsam bis 600°, dann schnell erhitzt werden. Beim Schmieden gilt die Temperatur von etwa 1000—1100°, beim Härten von 900°—1100° vielfach aber bis 1300°. Ein an der Luft erkalteter Stahl besitzt ohne Abschrecken Härte; meist schreckt man aber in Öl, geschmolzenem Talg oder Blei oder Salz, vielfach auch im Gebläseluftstrom ab. Ein Anlassen kann auch stattfinden, findet aber meist nicht statt.

Der Vorzug der Schnelldrehstähle ist ihre Schneidhaltigkeit, auch wenn ihre Spitze bis auf 600° beim Drehen erhitzt wird. Bei Kohlenstoffstählen ist nur eine Temperatur von 250° erlaubt.

Ein Erhitzen vor dem Schleifen schützt vor Rissen. Er muß sehr gut durchgeschmiedet werden und nach dem Schmieden am besten in einem Glühofen langsam abgekühlt werden.

Die große Härte wird durch die Bildung von Doppelkarbiden — Wo- und Cr-Karbide — bedingt.

Ein höherer C-Gehalt übt nicht die Wirkung wie bei Kohlenstoffstählen, er kann geradezu einen Verlust an Härte bringen. Ein Überhitzen kann auch stattfinden. Es wird durch schuppiges Gefüge gekennzeichnet. Ein kräftiges Durchschmieden wirkt in diesem Falle günstig.

Einige Härtetemperaturen sollen hier folgen:

Gewindebohrer, Spiralbohrer	900—950°
Fräser	1000—1100°
Drehmesser	1250—1300°

Beim Erhitzen der Schnelldrehstähle leistet der elektrische Salzbadofen hervorragende Dienste, auch weil der Luftzutritt abgesperrt wird. In letzterem Sinne werden auch Glasflüsse aus Boraxglas mit Ferrozyankaliumpulver aufgeschmolzen.

[1]) Vgl. Fußnote 3) auf vor. Seite.

Siliziumreicher Stahl[1]).

Ein solcher Stahl wird zu Federn verarbeitet, z. B.:

Tragfederstahl 0,45—0,55 % C, 0,7 % Mn, 0,5—0,7 % Si. Er wird bei 800—820° in Wasser gehärtet und bei 400—450° angelassen. Die richtige Temperatur wird durch das Glimmen eines Pappelspans erkannt.

Hochsilizierter Federstahl z. B. für Geschützfedern

0,45—0,6 % C; 0,7 % Mn; 1,8—2,0 % Si.

Härten bei 800—850° in Öl. (In Wasser würde der Stahl springen).

Über Vergüten von Federstahldraht s. S. 631.

Magnetstahl.

Es handelt sich um Dauermagnete[2]). Die Wirkung wächst mit dem C-Gehalt, aber bei 1,2 % C besteht ein Maximum. Wo wirkt sehr günstig, Mn, Cu, Ni schädlich. Auch Chrom-Vanadinstahl ist gut. Das Gefüge muß feinkörnig sein. Härtetemperatur = 850° (sehr genau innehalten!). Elektrische Erhitzung ist besser wie im Salzbadschmelzofen. Nach anderer Angabe wird 0,6 % C, 4—6 % Wo gefordert[3]).

Warum bei gleicher chemischer Zusammensetzung die magnetischen Eigenschaften so verschieden sind, bleibt noch aufzuklären.

50. Glühen und Vergüten.

Begriff.

Das Glühen gegossener, geschmiedeter und gewalzter Stücke findet in verschiedener Weise und aus verschiedener Veranlassung statt. Immer handelt es sich darum, Sprödigkeit und Spannung zu beseitigen, die in vielen Fällen geradezu die Weiterverarbeitung hindert.

Gleichzeitig will man aber die Gefügeeigenschaften verändern, um bessere mechanische Eigenschaften zu haben. Dies gelingt vielfach nur durch Anwendung eines regelrechten Härteverfahrens mit Wasser oder Öl, dem ein nochmaliges Glühen, das Anlassen, folgen muß, um die Härtung wieder in gewünschtem Maße aufzuheben.

Solche mit einer Härtung verbundenen Glühverfahren nennt man Vergütungsverfahren, wendet sie aber nur bei hochwertigem Material an, weil sie eine kostspielige Einrichtung und schwierige Überwachung verlangen. Sie setzen auch einen höheren C-Gehalt voraus.

Es ist für unsere Betrachtung nötig, die einzelnen Anwendungsgebiete von vornherein zu trennen. Ein näheres Eingehen auf die Gefügebildung, auch auf Krankheitserscheinungen, kann hier nicht geschehen. Dies wird im Rahmen der Gefügelehre den Ausführungen über den Einfluß mechanischer und thermischer Behandlung vorbehalten.

---

1) Vgl. die Fußnote 3) auf S. 599.

2) Hannack, Stahl und Eisen, 1908, S. 1237.

3) Stahl und Eisen, 1909, S. 957.

Es sei hier nur erwähnt, daß Glüh- und Vergütungsverfahren auch zum Heilen von Krankheitserscheinungen bei Material benutzt werden, das durch falsche Behandlung verdorben ist.

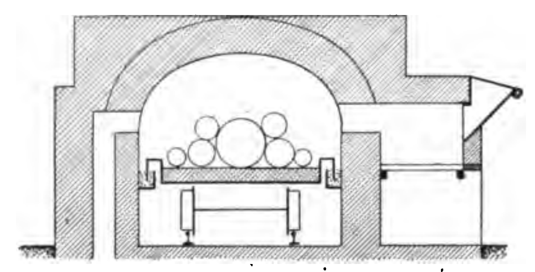


Abb. 441. Glühofen mit Stein- oder Braunkohlenfeuerung aus dem Gießereilehrbuch des Verfassers.

Längsschnitt

Querschnitt

Abb. 442. Glühofen für Stahlformguß mit Halbgasfeuerung. Bei *a* findet Gebläseluft Zutritt zum Ofenraum, welche in Kanälen *b* aufsteigt und vorgewärmt wird. Die Sandabdichtung ist angedeutet. (Gießerei-zeitung, Gille, 1907, S. 142.) Entnommen aus dem Gießereilehrbuch des Verfassers aus dem gleichen Verlage.

A. Stahlformguß.

Buchliteratur.

Osann. Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Leipzig bei Engelmann.
Ledebur. Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Leipzig bei Voigt.
Handbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Herausgegeben von Geiger. Bd. II. Berlin bei Springer.
Hütte für Eisenhüttenleute. Berlin bei Ernst und Sohn.
Oberhoffer. Das schmiedbare Eisen. Berlin bei Springer.

Zeitschriftenliteratur.

Brearley (Oberhoffer). Stahl und Eisen, 1912, S. 1623.
Osann. Äußere und innere Spannung in Eisen- und Stahlguß. Ebenda 1913, S. 2136.
Oberhoffer. Ebenda 1912, S. 889. Ebenda 1913, S. 891 und 1914, S. 93.
Glühöfen, siehe den Sammelaufsatz Stahl und Eisen. 1914, S. 1736 u. f.
Goltze. Magnetische Eigenschaften von Stahlformguß, Gießereizeitung. 1913, S. 466.
Andere Literaturstellen sind in dem obengenannten Lehrbuch des Verfassers angegeben.

Der Verfasser kann hier kurz sein und Leser, die tiefer eindringen wollen, auf sein ebengenanntes Lehrbuch verweisen.

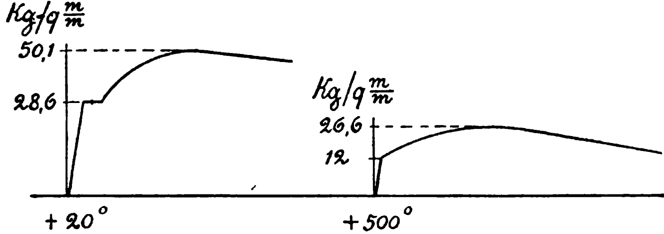


Abb. 443. Zerreißkurve für Eisen bei verschiedener Temperatur. Die Fließgrenze liegt links bei 28,6 und rechts bei 12 kg.

Jedes Gußstück besitzt Spannung infolge der ungleichförmigen und auch zeitlich verschiedenen Schwindung verschiedener Querschnittsteile. Diese Spannung äußert sich in Reißen und Krummwerden. Mitunter tritt das erstere erst später ein, wenn ein Stoß oder die Bearbeitung oder eine thermische Beeinflussung, oft sehr geringfügiger Natur — ein Sonnenstrahl oder ein Regentropfen genügen schon — den Anlaß gibt. Man spricht dann im Gegensatz zu Warmrissen, die bald nach dem Guß auftreten und an der Anlauffarbe kenntlich sind, von Kaltrissen.

Um solchen Kaltrissen vorzubeugen, muß man jedes Stahlformgußstück glühen. Es genügen aber schon 600°, im Stück gemessen, um sie zu beseitigen. Meist wendet man aber eine höhere Temperatur (800 bis 1000° im Ofen) an, um gleichzeitig das Gefüge zu verbessern und das Eindringen der Wärme zu beschleunigen. Immer muß man die Temperatur langsam steigern und langsam fallen lassen. Abgesehen davon, muß jeder Luftzug infolge undichter Ofentüren vermieden werden und die Möglichkeit vorliegen, den Ofen in seiner Hitze eine Zeit lang stehen zu lassen, damit man sicher ist, daß auch schwere Stücke durch und durch erwärmt sind.

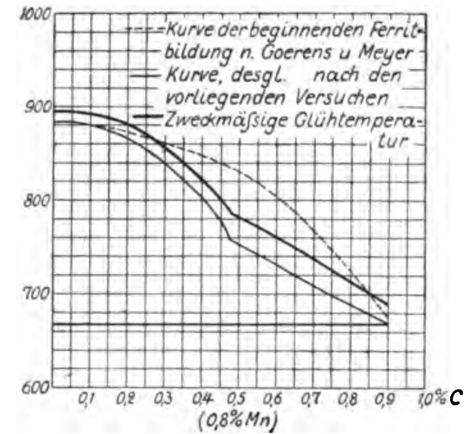


Abb. 444. Kurve der Glühtemperatur nach Oberhoffer. (Stahl und Eisen, 1915, S. 212.

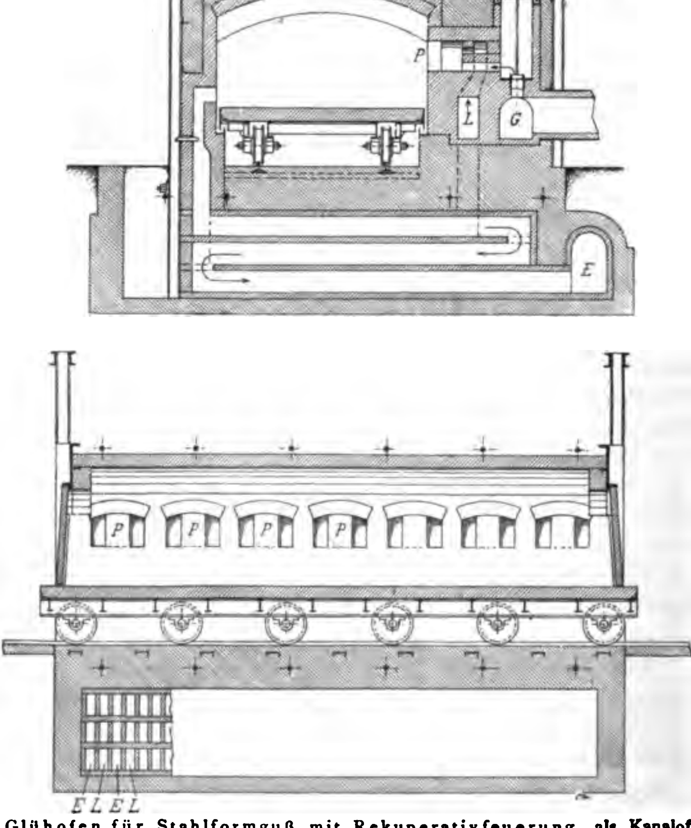


Abb. 445. Glühofen für Stahlformguß mit Rekuperativfeuerung, als Kanalofen gebaut. $G =$ Gas; $L =$ Luft; $E =$ Essengas; $P =$ Mauerpfeiler, gegen den Gas und Luft behufs Vermischung stoßen. Vgl. Gießereizeitung, 1907, S. 142 (Gille). Aus dem Gießereilehrbuch des Verfassers entnommen.

Man wendet auch bisweilen den Kunstgriff an, daß man die Abkühlung durch einen Sprung unterbricht, indem man z. B. wie folgt verfährt: Der Ofen wird auf eine Temperatur von 820° eingestellt. Diese wird lange genug gehalten, dann die Tür geöffnet, das Gußstück herausgefahren, bis ein in ein Bohrloch versenktes Pyrometer 550° zeigt; dann setzt man wieder das Glühen in dem inzwischen auch erkalteten Ofen in gewöhnlicher Weise fort.

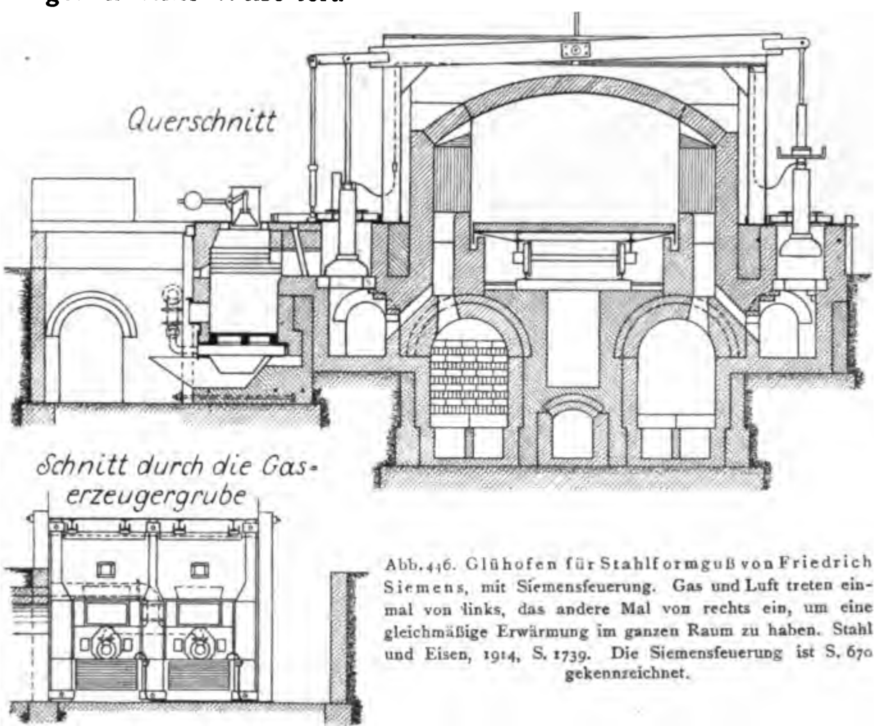


Abb. 446. Glühofen für Stahlformguß von Friedrich Siemens, mit Siemensfeuerung. Gas und Luft treten einmal von links, das andere Mal von rechts ein, um eine gleichmäßige Erwärmung im ganzen Raum zu haben. Stahl und Eisen, 1914, S. 1739. Die Siemensfeuerung ist S. 670 gekennzeichnet.

Dieses Abkühlen mit Sprung ist bereits ein Vergüten, wenn es auch nicht als solches in der Praxis bezeichnet wird. Ein regelrechtes Vergüten im oben gegebenen Sinne ist bei Stahlformgußstücken nicht gebräuchlich [1]).

Alle diese Vorgänge lassen sich dadurch erklären, daß man das Gußstück den Abkühlungsvorgang noch einmal, aber ganz langsam und unter Ausschaltung einseitig wirkender Einflüsse durchmachen läßt. Abgesehen davon, erklärt der Verfasser die Beseitigung der Spannung in folgender Weise: Beim Zerreißversuch tritt bei einer bestimmten Zugspannung ein Fließen auf. Das Eisen wird vorübergehend plastisch und dehnbar wie Wachs. Erhitzt man den Probestab, so tritt dies Fließen

[1]) Eine Ausnahme wird allerdings Iron Age, 1914, S. 546, genannt. Lokomotivrahmen. Bei 820—870° in Wasser abgeschreckt und dann bei 484° angelassen. (0,3 C; 0,6—0,8 Mn; 0,34 Si; 0,02—0,04 P; 0,01—0,04 S.)

bei viel geringerer Zugspannung ein und bei 600° genügen schon die im Gußstück vorhandenen Spannungskräfte. Nunmehr findet ein völliger Ausgleich der Druck- und Zugspannungen statt, und wo ein Rest übrigbleibt, kommt es eben zu einer Verkrümmung.

Hier handelt es sich um äußere Spannungen. Es gibt aber auch innere Spannungen die nur dann in Erscheinung treten, wenn man Probestäbe bricht und die Festigkeitseigenschaften ermittelt. Es ist eben jede Störung der Gleichgewichtslage der Moleküle mit einer Gefügeverschlechterung verbunden, die sich in geringeren Festigkeitseigenschaften und gröberem Korngefüge äußert[1]).

Durch Glühen gewöhnlichen Stahlformgusses bei einer Temperatur von 820—850° wird das letztere verfeinert[2]). Bei niedrigerer und höherer Temperatur hat man gröberes Gefüge; in letzterem Falle also Überhitzungs- oder Übermüdungserscheinungen, im ersteren ist noch Gußgefüge zurückgeblieben. (Abb. 447a—d.) Um gute magnetische Eigenschaften zu erzielen, muß man Stahlformguß bei 1000° glühen, wenn auch das Gefüge darunter leidet (vgl. Literatur).

Bau und Betrieb der Glühöfen für Stahlformguß.

Da keine höhere Temperatur wie 900—1000° verlangt wird, kommt man bei kleinen Glühöfen mit Kohlenfeuerung, bei größeren mit Halbgasfeuerung aus. Hat man große Ofenräume zu heizen, so kommt es auf gleichmäßige Erwärmung des ganzen Raumes an, die man ohne Gasfeuerung nicht erzielen kann. Zur Luftvorwärmung genügen dabei Rekuperatoren. Umschaltfeuerung muß nur bei Hochofengas oder außergewöhnlich großen Ofenräumen angewandt werden. Auch Weardalefeuerung[3]) wird benutzt. Ein Ofen letzterer Art für 80—100 t Einsatz brauchte 6—12 % Kohle.

Der Betrieb geschieht z. B. in folgender Weise: Anheizen auf eine Temperatur von 950—1000°, je nach der Wandstärke in 12 und mehr Stunden. Hitzehalten und Abkühlenlassen in 2 × 24 Stunden bis 3 × 24 Stunden. Nickelstahlformguß erfordert Einhaltung niedrigerer Temperaturen.

Abb. 444 gibt die Lage der Glühtemperaturen für verschiedene Kohlenstoffgehalte an.

Dieselben Glühöfen lassen sich auch zum Vergüten von Schmiedestücken und auch zum Härten benutzen, wenn ihre Größenverhältnisse passen. Vgl. die Abb. 441, 442, 445, 446.

---

1) Vgl. den in der Literatur genannten Aufsatz des Verfassers.

2) Diese Temperatur gilt für eine Zusammensetzung von 0,27% C; 0,38% Mn; 0,275% Si; 0,03% P; 0,04% S. Bei 0,11% C sind es 905°; bei 0,4% C 780°; bei 0,86% C 695°.

Festigkeitseigenschaften:

Zerreißfähigkeit	vorher	47 kg,	nachher	52 kg
Fließgrenze	»	23 »	»	28 »
Dehnung	»	8%	»	22%
Querschnittsverminderung	»	14 »	»	29 »

3) Vgl. unter »Wärmöfen« S. 672.



Abb. 447a. Stahlformguß mit 0,4% C, ungeglüht × 100. Nadelstruktur. Nach Oberhoffer, Das schmiedbare Eisen.



Abb. 447b. Stahl ormguß mit 0,4% C, bei 730° geglüht. Die Nadelstruktur ist noch erkennbar. Nach derselben Quelle.

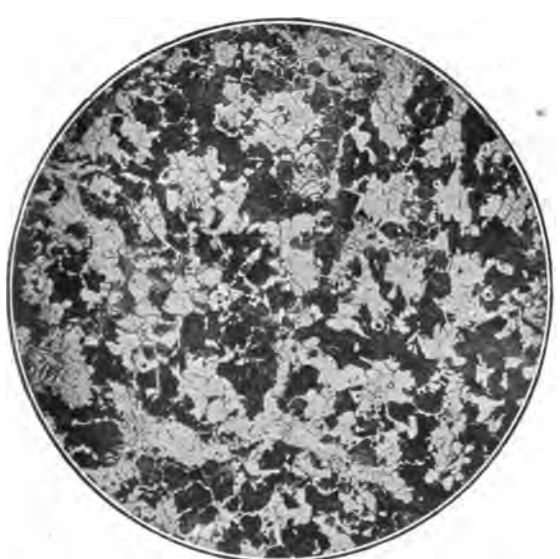


Abb. 447c. Stahlformguß mit 0,4% C, bei 800° geglüht. × 100. Die Nadelstruktur ist verschwunden, das Gefüge ist feinkörnig. Nach derselben Quelle.



Abb. 447d. Stahl ormguß mit 0,4% C, bei 1000° geglüht. × 100. Die Nadelstruktur ist wieder in Erscheinung getreten und das Gefüge gröber geworden. Nach derselben Quelle.

Schmiedestücke.

Buchliteratur.

Außer den Werken über Eisenhüttenkunde ist zu nennen:

Thallner. Konstruktionsstahl. Freiberg bei Craz und Gerlach.

Zeitschriftenliteratur.

Pourcel. Geschützringe in Ferre Noire. Stahl und Eisen 1882, S. 492.
Sattmann. Veränderungen der Eigenschaften des Flußeisens. Ebenda 1884, S. 266.
Kanonenmaterial in St. Chaumond. Ebenda 1885, S. 51 und 110.
Richards. Einfluß des Glühens bei Probestäben. Ebenda 1882, S. 352.
Zdanowicz. Nickelstahl. Ebenda 1901, S. 753.
Nach Brinell. Einfluß des Glühens und Abschreckens auf die Zugfestigkeit von Eisen und Stahl. Ebenda 1902, S. 881.
Stead. Glühbehandlung von mittelhartem Stahl. Ebenda 1903, S. 1111.
William und Barnes. Vergüten von Schmiedestücken aus Bessemerstahl. Ebenda 1909, S. 797.
Vergüten von langen Wellen. Ebenda 1911, S. 695.
Cubillo. Kanonenmetall in Trubia. Ebenda 1912, S. 1195.
Howe und amerikanische Kommission über Glühen und Vergüten. Ebenda 1909, S. 1325.
Bauer. Wärmebehandlung von Stahl. Ebenda 1905, S. 1245.
Herron. Glühen und Vergüten. Ebenda 1912, S. 407.
Vergüten von Nickelstahl. Ebenda 1909, S. 424 und 1911, S. 1727.
Grum Gzimailo. Glühofen für Radreifen. Ebenda 1914, S. 1464.
Über Glühöfen (Sammelaufsatz). Ebenda 1914, S. 1687 u. a.

Allgemeines.

Bei Schmiedestücken entsteht dadurch eine Ungleichförmigkeit, daß äußere und innere Querschnittsteile eine verschieden starke Einwirkung erfahren. Im Inneren besteht vielfach noch grobkörniges Gußgefüge, während sich außen, infolge der Einwirkung von Hammer und Presse, feinkörniges Gefüge gebildet hat.

Anderseits ist auch eine Ungleichförmigkeit der Erwärmung an verschiedenen Stellen und auf verschiedenen Seiten garnicht zu vermeiden, und schließlich kommt auch zur Geltung, daß ein Schmieden bei niedriger Temperatur das Gefüge immer verschlechtert[1]). Da die einzelnen Querschnittsteile verschieden davon betroffen werden, so entsteht Spannung und Sprödigkeit.

Infolgedessen müssen alle Schmiedestücke ausgeglüht werden. Dadurch wird die Spannung beseitigt und vorausgesetzt, daß das Schmieden in richtiger Weise gehandhabt ist, ein im ganzen Querschnitt gleichartiges Gefüge erzeugt[2]).

[1]) Besonders gefährlich ist das Schmieden bei Blauwärme (320°).

[2]) Risse in schweren Wellen kommen häufig vor. Die Spannung wird durch geringfügigen Anlaß, z. B. ein mäßiges Warmlaufen zur Geltung gebracht, vgl. Riemer, der in Stahl und Eisen, 1895, S. 513, solche Fälle beschreibt, auch das Kapitel über Krankheitserscheinungen.

Vollkommen gelingt dies allerdings nur durch Vergüten, indem man die Wirkung des Härtens zu Hilfe nimmt. Die Wirkung des Härtevorgangs läßt sich dadurch erklären, daß durch langes Glühen in einer Temperatur, die bei weichem Material etwas über 900° liegt, ohne unmittelbares Folgen von Schmieden oder Walzen Übermüdung eingetreten ist, die sich in grobem Gefüge äußert. Diese Übermüdung wird durch das Härten aufgehoben. Der Verfasser gibt eine andere Deutung, indem er sagt: Durch das Härten werden die Moleküle aufgerüttelt, damit sie sich in ihre Gleichgewichtslage begeben[1]).

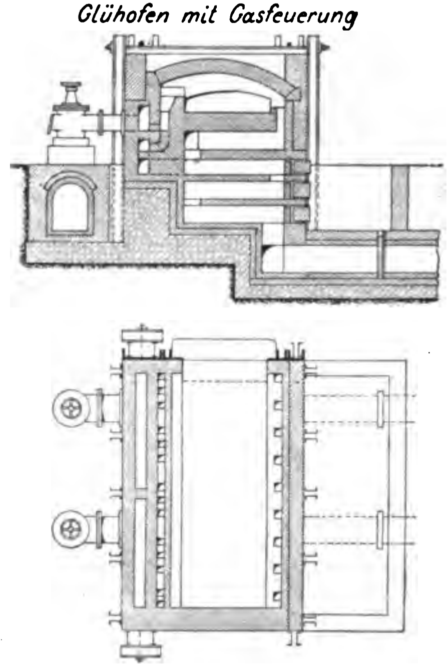


Abb. 448. Glühofen für Schmiede- und Stahlformgußstücke mit Gasrekuperativfeuerung von Wilhelm Ruppmann in Stuttgart. Nach einer Zeichnung dieser Firma.

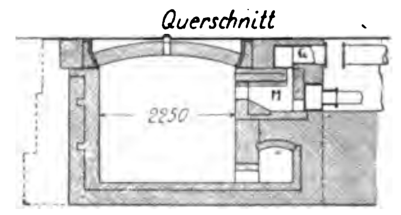


Abb. 449. Querschnitt durch einen Glühofen für schwere Schmiedestücke von Blezinger, unter Flur angeordnet. Die Länge beträgt etwa 18 m. Das unvorgewärmte Gas tritt durch *G* ein, gelangt dann durch Schlitze in einen seitlich neben dem Glühraum angeordneten Mischraum *M*, in den rechtwinklig dazu die Gebläseluft einfließt. Diese wird in einem besonderen Kanal im Mauerwerk vorgewärmt, gegebenenfalls auch in einem gußeißernen Rekuperator. Der Ofen kann durch Schieber an zwei Stellen abgeteilt werden, um ihn auch für geringere Leistungen und kürzere Stücke zu gebrauchen. Stahl und Eisen, 1914, S. 1689.

Die Wirkung des Härtens muß aber wieder aufgehoben werden; denn es handelt sich ja ausnahmslos um Eisen oder Stahl, das bearbeitet werden soll. Dazu dient das Anlassen. Bei ihm kann man gleichzeitig durch hohes oder niedriges Einstellen der Temperatur die Festigkeitseigenschaften regeln und den Abnahmevorschriften anpassen. Unbedingt erforderlich ist sowohl beim Härten, wie beim Anlassen die genaue und richtige Einstellung der Temperatur und völlige Gleichförmigkeit im ganzen Ofenraum. Abgesehen davon bedingt die Wahl der Härteflüssigkeit — Wasser oder Öl, ihre Beschaffenheit und ihre Temperatur Unterschiede, auch die Zeitdauer des Eintauchens.

Bei Öl muß man geringere Anlaßtemperaturen wie bei Wasser anwenden.

[1]) Vgl. den S. 603 genannten Aufsatz des Verfassers über Spannungen.

Glüh- und Vergütungsverfahren sind schon seit etwa 1880 bekannt. Man half sich früher mit empirisch gefundenen Temperaturwerten[1]). Neuerdings stellt man diese unter Zuhilfenahme der Haltepunkte fest und

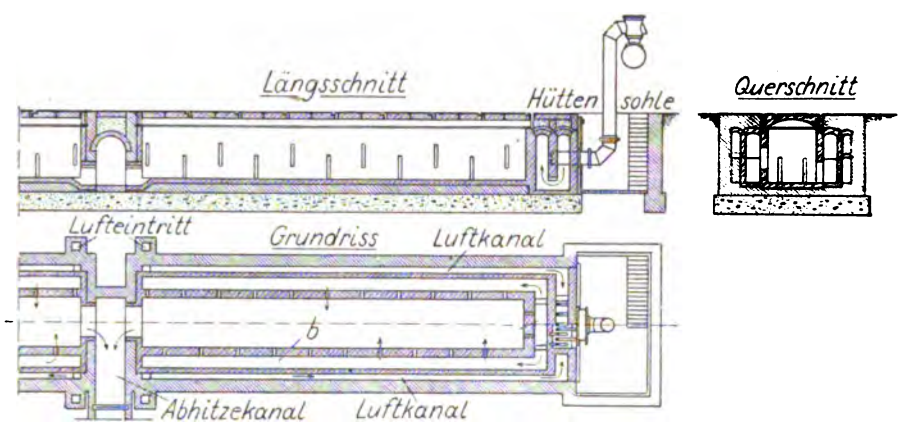


Abb. 450. Glühofen für lange Wellen von Lürmann, für Hochofengas eingerichtet. Das letztere wird in einen Lürmannschen Gitterbrenner, in den auch die vorgewärmte Luft einfließt, geleitet und verbrannt. Die Verbrennungsgase umspülen den geschlossenen Ofenraum von außen und treten durch Schlitze in ihn hinein, um am Ende abzuziehen. Die Verbrennungsluft wird in einem Ringkanal, der noch weiter nach außen liegt, vorgewärmt. Auf diese Weise wird eine sehr gleichmäßige Erwärmung des ganzen Raumes bewerkstelligt. Stahl und Eisen, 1914, S. 1690.

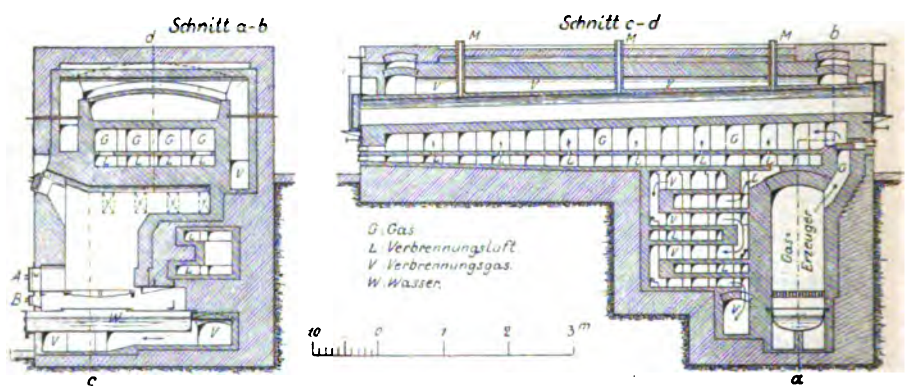


Abb. 451. Glüh- und Härteofen des Stellawerks in Berg-Gladbach mit Halbgas-Rekuperativfeuerung. Der Ofen wurde zum Ausglühen von Granaten gebraucht. Die Verbrennung findet unter der Muffelsohle statt. Die Verbrennungsgase umfließen die Muffel, ehe sie durch den Rekuperator abziehen. Nach einer Zeichnung des Werks.

kann, um den praktischen Wert der Metallographie klar zu machen nichts Besseres tun, als auf diese Glühvorgänge hinweisen.

Diese Haltepunkte haben hier ein besonderes Interesse, weil es sich um Härtevorgänge handelt.

---

[1]) Vgl. die Literaturquellen über Geschützmaterial.

Vor dem Härten, d. i. Abschrecken in Wasser oder Öl, muß das Stück so hoch erhitzt werden, bis sich die Umwandlung des perlitischen in das martensitische Gefüge vollzogen hat. (Vgl. unter Härten S. 585.)

Der Einfluß des einfachen Glühens wird am besten bei Probestäben gezeigt, die ungeglüht und geglüht zerrissen werden.

Zahlentafel. Einfluß des Glühens bei Probestäben [1]).

Nr.	ungeglüht			geglüht		
	Elastizitäts-grenze	Zerreiß-festigkeit	Dehnung	Elastizitäts-grenze	Zerreiß-festigkeit	Dehnung
1 [2])	—	48	18	bei Rothitze	43	23
	—	—	—	» Gelbhitze	42	25,5
2 [3])	—	60	4	—	70	8
	—	49	4	—	57	15
3 [4])	29,9	37,8	11,2	19,6	31	26,2

Die Temperatur beim Glühen und Vergüten.

Man muß beides streng unterscheiden. Handelt es sich um ersteres, so sei Folgendes gesagt:

Um die Spannung zu beseitigen, genügen schon 600°, auch etwas weniger; aber man gibt höhere Temperaturen, um den Vorgang zu beschleunigen und dadurch die Zunderbildung einzuschränken, die auch bei stark reduzierender Flamme vor sich geht. Auch wird das Gefüge feinkörniger und besser, wenn nicht Übermüdung stattfindet. Die letztere ist bei dünnen Stücken sehr gefährlich, bei starkwandigen Stücken ist dies nicht in einem solchen Maße der Fall.

So kommt es, daß im allgemeinen eine Glühtemperatur von 800 bis 1000° genannt wird. Nur bei hohem C-Gehalt darf man nicht so hoch gehen.

Man soll sich zur Regel machen, beim einfachen Glühen keine höhere Temperatur wie 900° anzuwenden, bei höherem C-Gehalt gilt 800° und bei sehr hohem C-Gehalt z. B. 0,8 % C sogar nur 720° [5]). In letzteren Fällen ist auch eine sehr langsame Temperatursteigerung und ein ebensolches Fallenlassen geboten, um Risse zu vermeiden.

Nickelstahl (vgl. unter Einfluß des Nickels) darf man nicht bei gleicher Temperatur schmieden wie gewöhnlichen Stahl und muß das

---

[1]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1902, S. 881. Untersuchungen von Brinell auch über die Wirkung des Härtens und Anlassens.

[2]) Nach Sattmann, Stahl und Eisen, 1884, S. 266.

[3]) Stahl und Eisen, 1881, S. 144.

[4]) Stahl und Eisen, 1882, S. 352.

[5]) Stead nennt bei mittelhartem Stahl 870° als obere Grenze (siehe Literatur). Howe sagt, daß die Temperatur unmittelbar über Ac_1 liegen soll; d. i. also 710—750° (siehe Literatur).

Ausglühen unter noch niedrigerer Temperatur vor sich gehen lassen, wenn man nicht vergütet. Man muß dabei unter dem Rekaleszenzpunkt [1]) bleiben. Beachtet man dies nicht, hat man Mißerfolge.

Nach anderer Quelle[2]) hatte man bei 3,15—3,5 % Ni 0,35 % C, 0,63 % Mn die besten Ergebnisse, wenn man in 2 Stunden auf 800 bis 850° erhitzte, in Öl abschreckte und dann 2 Stunden lang bei 600° anließ. Dies ist also ein regelrechtes »Vergüten«.

Handelt es sich um ein Nachglühen von roh bearbeiteten Teilen, so genügen auch 500°.

Dieses Nachglühen beseitigt die durch Bearbeiten hineingetragene Spannung und trägt auch dem Umstande Rechnung, daß die äußere Kruste entfernt und dadurch oft der Gleichgewichtszustand gestört ist. Es bewahrt davor, daß bei weiterer Bearbeitung ein Durchkrümmen stattfindet.

Handelt es sich um Vergüten, so gibt man die Temperaturen inbezug auf den unteren Haltepunkt an.

In welchem Maße dies geschieht, lehren die Beispiele, auf die hier verwiesen werden soll.

Sehr wichtig ist bei allem vergüteten Material ein richtig eingestellter Mn-Gehalt [3]).

A. Beispiele für einfaches Glühen[4]).

1. Lafettenwangen wurden bei 780° geglüht. Vergütet wird nur bei etwaiger Übermüdung.

2. 15 cm Granaten 0,85—0,78 % C; 0,81—0,86 % Mn; bei 720—800° geglüht, nicht vergütet. Bei hohem C-Gehalt gilt 720°.

Sehr wichtig ist es, daß man die aus der Ziehpresse kommenden Granaten vor dem Einrollen in den Ofen auf 450—500° abkühlen läßt und nach dem Herausrollen gut vor Zug schützt. Der Ofen hatte Halbgasfeuerung und Rekuperatoren.

3. Turbinenscheiben wurden nach dem Schmieden bei 800—900°, am besten bei 850° geglüht. Nach dem Bearbeiten erfolgte ein Nachglühen bei niedrigerer Temperatur.

4. Mannesmannrohre und Kohlensäureflaschen wurden bei 800° geglüht. um die durch das Pilgern, das Muffen- und Bodenansetzen usf. eingetragene Spannung auszugleichen und das Gefüge zu verbessern.

5. Nicht zu vergütende Schmiedestücke wurden in einer mit Halbgasfeuerung ausgerüsteten Glühgrube geglüht. Temperatur 650—700°.

6. Schwere Kurbelwelle. Schmieden bei 1100—1200°. Herunterschmieden, bis das Stück kalt ist. Darauf wird Wert gelegt.

---

[1]) Dieser fällt annähernd mit dem Ni-Gehalt; 660° bei 0 % Ni, 560° bei 3,82 % Ni. Stahl und Eisen, 1901, S. 753.

[2]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1727.

[3]) Nach William und Barnes soll dieser bei Bessemerstahlschmiedestücken 5 mal so hoch wie der C-Gehalt sein (Literatur).

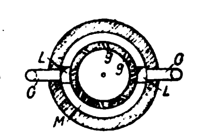
[4]) Nach Reisenotizen des Verfassers.

Dann Herausschneiden des Stückes zwischen den Schenkeln. Glühen bei 900° und an der Luft kalt werden lassen, was einer Abschreckung annähernd gleich kommt. Dann nochmals Glühen bei 600°, um das entstandene martensitische Gefüge zu zerstören.

Bei Nickelstahl ist ein Vergüten durch Wasser- oder Ölhärtung nicht zu umgehen.

7. Gewöhnliche Schmiedestücke bei 700° geglüht (mit dem Auge geschätzt). Bearbeitete dünne Teile bei 500° nachgeglüht.

Langsam angefeuert, dann das Gas abgestellt und stehen lassen. Im ganzen meist 48 Stunden.



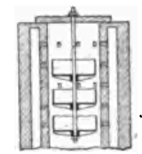


Abb. 452. Vergüteofen für Schmiedestücke mit Gasrekuperativfeuerung, in schematischer Darstellung. Der Ofen kann lange Stücke wie Geschützrohre ohne weitere Vorrichtung stehend aufnehmen. Kleinere Stücke werden in durchlochten Blechkörben, am Deckel hängend eingesetzt und mit ihm vom Kran ausgehoben. Gas und Luft, letztere in einem Rekuperator vorgewärmt, treten im unteren Teil von entgegengesetzten Seiten in einen Mischraum ein, der den Glühraum konzentrisch umgibt. Die Verbrennungsgase fließen in tangential geführten Öffnungen in den Glühraum und treten am Boden in den Rekuperator aus. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

B. Beispiele für Vergüten[1]).

1. Kriegsmaterial aus Chromnickelstahl 0,3–0,55 C; 0,50 Mn (Max); 1,8—2,3 Ni; 1,0—1,5 Cr, Härtetemperatur = 840 bis 850°, 3 Stunden anwärmen, dann je nach Größe und Stärke 0,5—1,5 Stunden Temperatur halten, dann Einbringen in ein Ölbad (25—30°), dann abtropfen lassen. Zimmermannsche Ölkühlung (siehe weiter unten).

(Jahresbedarf an Öl = 72000 M., etwa Friedenspreis.)

Anlassen bei 700—740° (0,3 C), nur so lange, bis das Stück durch und durch warm ist, z. B. 2 Stunden; dann der Ofen abgestellt und das Stück eine Nacht darin abkühlen lassen. Es zeigt dann 200—300°. Durch Erhöhen der Härtetemperatur erhöht man die Festigkeit und die Streckgrenze. Letztere eilt aber vor.

Ergibt sich zu geringe Festigkeit, muß man die Anlaßtemperatur erniedrigen, ebenso bei zu geringer Streckgrenze.

Letztere wird stark erhöht durch ein sehr langsames Ziehen und langsames Abkühlen lassen auf dem Dornen.

2. Dampfturbinenscheiben aus Nickelstahl mit meist 3% Ni (70—80 kg Festigkeit, 18% Dehnung). Härten in Öl bei 800°, dann bei 600—700° angelassen und ganz langsam erkalten lassen.

3. Lokomotivradreifen[2]) mit 0,5% Cr, aber ohne Ni.

In einer versenkten Glühgrube mit Rekuperativheizung, die 12 aufeinandergelegte Radreifen faßt, wurde die Härtetemperatur = Ac_1 plus 30—50° (letzteres bei schweren Reifen) erreicht[3]).

Es wurde erst in Wasser (10 Minuten), dann in Öl (15 Minuten) abgeschreckt. Diese Reihenfolge wirkt günstig. Im Wasser wurde eine Temperatur unterhalb des Perlithaltepunktes erreicht.

Das Anlassen geschah in einem zweiten Ofen bei Ae_1 minus 40—50° bei 70 kg Festigkeit und bei Ae_1 minus 120° bei 90 kg Festigkeit. Diese Temperatur wurde in 2 Stunden erreicht, dann auf etwa 3 Stunden (je nach Dicke länger oder kürzer) gehalten, der Ofen dann geschlossen und über Nacht sich selbst überlassen.

4. Geschützteile. Das Härten geschah in einem Selasofen (vgl. Beispiel 5 und S. 615), das Anlassen ebenfalls, aber bei eingesetzter gußeiserner Muffel. Die Reihenfolge war: Härtetemperatur geben, Härten in Öl, Absetzen in Gestelle, um Stücke gleicher Art anzusammeln, Anlaßtemperatur geben, dann in Sand erkalten lassen.

Die Geschützrohre sind nur außen bearbeitet. Das Bohren geschieht nach dem Vergüten.

[1]) Nach Reisenotizen des Verfassers.

[2]) Einen von Grum Gzimailo konstruierten Radreifenofen findet der Leser, Stahl und Eisen, 1914, S. 1464, abgebildet.

[3]) Vgl. Haltepunkte (S. 582).



Die Öltemperatur hielt man auf 50°. Die Leistung des Ofens konnte man stark erhöhen, wenn man die Stücke in Vorwärmgruben, die mit Abgasen geheizt werden, auf etwa 100° vorwärmte.

Die Zeit der Steigerung der Temperatur beim Anlassen ist von großem Einfluß, wenn sie sich auch nicht in der Zerreißziffer ausdrückt; es wird aber die Streckgrenze gehoben. Dies kommt bei der Beschußprobe zur Geltung. Man muß recht langsam die Temperatur steigen lassen. Am besten ist es, wenn Festigkeit und Streckgrenze um 20 kg auseinander liegen.

Die Temperaturen wurden mit einem Multithermograph[1]), der 6 Kurven gleichzeitig aufschreibt, gemessen.

5. Lokomotivkurbelwellen, Geschützrohre usw. Die benutzten Öfen waren stehende Selasöfen (10 m hoch, 1,0 m und 1,6 m l. Durchmesser mit je etwa 150 Brennern, die tangential eingeführt waren), wie weiter unten beschrieben. Das Anwärmen dauerte 6 Stunden. Innerhalb dieser Zeit stieg die Temperatur auf die vorgeschriebene Höhe. Diese wurde 1 Stunde lang, unter Benutzung eines geringen Gasdruckes (80 mm Wassersäule) aufrecht erhalten. Die zugeführte Wärme genügt gerade, um die Wärmeverluste nach außen hin auszugleichen. (Vgl. S. 615.)

Dann wurde sofort in Öl (früher Rüböl, neuerdings ein besonderes Mineralöl) eingehängt. Die Teile blieben 5/4 Stunden darin. Dann wieder in einen gleichen Ofen, in welchem sehr langsam (namentlich bei Kurbelachsen) die vorgeschriebene Anlaßtemperatur (meist 550—600°) innerhalb etwa 6 Stunden erreicht wurde. Alsdann stellte man das Gas ab und schloß alle Öffnungen fest. Nach 12 Stunden betrug die Temperatur noch 350° und man konnte das Stück herausnehmen.

Die Bestimmung der Haltepunkte erfolgte mit einem selbstschreibenden Differentialpyrometer. Man beobachtete die Beginn- und Endtemperatur der Umwandlung (Ac_1) beim Erwärmen. Die letztere wurde zugrunde gelegt, z. B. 770°.

Die Anlaßtemperatur wurde lediglich auf Grund der Erfahrung und der Versuche an Probestäben festgestellt.

Eine Kurbelachse (0,47% C; 0,29% Si; 0,67% Mn; 45 kg bei 25% Dehnung) wurde bei 800° gehärtet und bei 750° angelassen. Hätte man bei 830° gehärtet und bei 750° angelassen, so hätte man eine höhere Festigkeit erhalten (vielleicht 60 kg bei 18% D). Hätte man im letzteren Falle bei 700° angelassen 68 kg bei 16% D; 2½ kg Festigkeit entsprechen 1% Dehnung.

Lokomotivkurbelachsen mit 3% Ni, 0,8% Cr wurden bei 800° gehärtet und bei 750° angelassen und 73 kg Festigkeit, 16,5% D, 58 kg Streckgrenze erzielt. Andere wurden bei 800° gehärtet und bei 750° angelassen. Es wurden immer Probestäbe mit eingesetzt.

Die Verschiedenheit der Festigkeitsziffern innerhalb der Achse (oben und unten) wurde dadurch ausgeglichen, daß man das Stück umgekehrt zur Gußrichtung in den Ofen einhängte und oben im Ofen etwas höhere Temperatur gab. Ein liegender Ofen kann dieser Anforderung nicht genügen.

6. Granaten, 21 cm (0,4—0,5% C; 1% Mn im Max; 0,15% Si; 0,13% P im Max; 80 kg Festigkeit, 10% Dehnung bei 100 mm langen Stäben) und Mantelrohre aus Chromnickelstahl 7,5 cm. Zum Härten und Anlassen diente ein Halbgasrekuperativofen mit Muffel. Härtetemperatur 800°, 1 Stunde gehalten. Dann Abschrecken in Öl (30 bis 60°). Granaten 10 Minuten, Mantelrohre 25 Minuten darin belassen.

Dann in den Anlaßofen gleicher Bauart, der in 6 Stunden auf richtige Temperatur (550° bei 0,45% C und 650° bei 0,62% C) gebracht war. Die Temperatur ließ man 2,5 und 8 Stunden stehen und dann in 6—8 Stunden bis auf 400° fallen. Die Teile kamen dann in ein Sandbett oder eine Kühlgrube, die mit Abgasen auf 400° geheizt war und mit ihnen zusammen abkühlte.

---

[1]) Hartmann und Braun in Frankfurt a. M.

7. Dieselben Granaten wie bei 6. Zusammensetzung 0,2% Si; 0,7% C; 1,3% Mn. Rohblöcke 420□, in der Gießhitze auf 195□ ausgewalzt. Dabei durfte der Block nicht zu kalt werden, sonst gab es Risse. Schmieden, dann Ziehen. Härten bei einer Temperatur von 770—810°. Ersterer Wert galt bei 1% Mn, letzterer für 1,7% Mn. Die Granate blieb $4^1/_2$ Stunden im Ofen (Muffelofen Abb. 451) und rollte dann in einen Bandeisenkorb. Mit ihm wurde sie in Öl von 35—40° eingesetzt. Anlassen in einem zweiten Ofen bei 600°. Bei 650° würde man zu hohe, bei 500° zu niedrige Dehnung erhalten.

Die Granaten wurden dann in Blechzylindern, die in Sand stehen, abgekühlt, ohne Zugluft zu erhalten.

Abnahmevorschriften: Mindestens 75 kg Zerreißfestigkeit (besser 85 kg), 12% Dehnung auf 100 mm gemessen. 55 kg Streckgrenze. Diese hohe Lage der Streckgrenze = ungefähr 65% der Zerreißfestigkeit, läßt sich nur durch das Vergüten erreichen.

Kleine Granaten wurden nicht vergütet.

8. Gewehrläufe wurden bei 850° gehärtet und bei 650° angelassen.

Glühöfen und Vergütungsanlagen für Schmiedestücke. (Abb. 448—452.)

Für die Glühöfen gilt dasselbe wie bei Stahlformguß. Nur muß man stark auf Verringerung der Zunderbildung durch reduzierende Flamme halten und deshalb Gasfeuerung mit guter Luftvorwärmung bevorzugen, um mit möglichst geringem Luftüberschuß auszukommen. Lange Wellen bedürfen besonderer Öfen, die unter Flur angelegt werden. Dies gilt auch von Radreifenöfen.

Handelt es sich um Vergütungszwecke, so ist Gasfeuerung unerläßlich, weil nur bei ihr die Temperatur scharf genug eingestellt werden kann.

Für diesen Zweck hat man Sonderkonstruktionen. Es gibt liegende und stehende Öfen, erstere meist als Muffelöfen (mit gemauerter oder auch mit gußeiserner Muffel) gebaut[1]). Die letzteren haben den großen Vorzug, daß die Temperatur im ganzen Ofen sehr gleichmäßig gehalten und geregelt werden kann, und daß die Teile mit dem Kran eingehängt und stehend geglüht werden. Sie können für langgestreckte und auch unter Zuhilfenahme von Gestellen, die an den Deckel angehängt werden, für kleine Teile benutzt werden. (Abb. 452).

Für Anlaßzwecke ist bei solchen Öfen bisweilen ein gußeiserner Topf eingesetzt.

Eine besondere Stelle nehmen die Selasöfen[2]) ein. Sie werden mit Leuchtgas geheizt, das in zahlreichen gleichmäßig in Ringen verteilten Brennern eintritt. Das Leuchtgas verbrennt mit Primär- und Sekundärluft. Die erstere wird dem Leuchtgas beigemengt und zwar in einer Menge, die nicht zur Verbrennung ausreicht (Gas: Luft = 1 : $1^1/_2$). Die Beimengung geschieht mit Hilfe eines Gassaugers. Die Temperatur wird genau durch die Umdrehungszahl des letzteren geregelt. Jedem

---

[1]) Solche Öfen werden auch als Durchrollöfen gebaut. Abb. 451 stelllt einen solchen Ofen des Stellawerks dar. Auch die in Abb. 448 und 540 genannte Firma Ruppmann baut derartige Öfen.

[2]) Selas A.-G., Berlin N 39.

Gasdruck entspricht eine Temperaturlage. Die aus einer Rohrleitung eintretende Gebläsesekundärluft wird gleichzeitig eingestellt.

Glühofen für Radreifen baut man auch mit hebbarer Sohle (vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1464).

Zu einer Vergütungsanlage gehören Behälter für Öl oder Wasser, von sehr großem Fassungsvermögen z. B. 40 t Öl im Werte von 14000 Mark (Friedenspreis), damit nicht eine zu starke Erwärmung eintritt. Die letztere würde aber doch stattfinden, wenn man nicht Kühlwerke einbaute, bei denen eine Schleuderpumpe einen Kreislauf beständig anregt, der durch Wasser gekühlte Körper führt. Durch diese Kühlung wird das Öl bei konstanter Viskosität erhalten, worauf viel ankommt [1]).

Die Wahl zwischen Öl und Wasser [2]) wird dadurch bestimmt, daß man letzteres nur bei unterhalb 0,3 % C benutzen kann. Es darf aber nicht heißer als 30—35° werden. Öl gibt eine mildere Härtung, bei der nicht so leicht Risse entstehen. Deshalb wird es meist bevorzugt, trotz seines hohen Preises. Geschützrohre werden in Frankreich und Spanien in Wasser, in England und Amerika in Öl gehärtet [3]).

C. Panzerplatten.

Über die bei ihnen angewandten Zementierverfahren ist S. 564 berichtet [4]).

Durch das lange Verweilen (z. B. 10 Tage) in der hohen Zementiertemperatur (900—1100°) ist eine starke Übermüdung eingetreten, die durch Vergüten beseitigt werden muß.

Dies muß geschehen, ehe die Bearbeitung und endgültige Härtung erfolgt.

Zwecks Vergüten erhitzt man auf 900° und läßt dann die Temperatur im Ofen unter den unteren Haltepunkt z. B. auf 680° fallen. Nunmehr wird die Platte herausgefahren und ein ungemein starker Wasserregen auf sie niedergestürzt (Abb. 437). Die Wirkung ist keine härtende, weil die Temperatur unter der Härtetemperatur liegt.

Nunmehr erfolgt das Bearbeiten und Biegen und dann erst das Härten, nachdem man die Platte soweit in Sand gebettet hat, wie es der Härtetiefe entsprechen soll. Auch beim Härten wird der starke Wasserregen angewandt.

Bei dem Erhitzen zwecks Vergüten und Härten bringt man Holzkohlenabfall auf, darauf alte Bleche, um einer Entkohlung vorzubeugen.

---

[1]) Kühlapparate für Öl baut die Firma Dr. Otto Zimmermann in Ludwigshafen. Die einzutauchenden Teile sollen überall von einer Ölschicht von etwa 30 cm Stärke umgeben sein. Die Teile sollen im Öl schnell auf 40—45° heruntergekühlt werden.

[2]) Nach einem Schreiben der Firma Zimmermann in Ludwigshafen hat das Vergütungsöl ein spezifisches Gewicht von 0,9 und eine Dichte von 0,5, einen Flammenpunkt nahe 200°, eine Viskosität von 7 Englergraden bei 30° Temperatur.

[3]) Literaturverzeichnis S. 608 unter Cubillo.

[4]) Daselbst ist auch die Literatur gekennzeichnet.



D. Werkzeugstahl und andere Sonderstähle (Abb. 453–455).

Vgl. Kapitel 49 und S. 511.

Werkzeugstahl nimmt im Sinne der Ausführungen bei Schmiedestücken Schmiedespannungen an, außerdem die durch die Bearbeitung eingebrachte Spannung. Diese Spannungen müssen vor dem Härten beseitigt werden, weil sonst leicht Risse entstehen.

Das Glühen muß sehr sorgfältig unter Temperaturmessung und möglichstem Luftabschluß geschehen, um ein Überhitzen oder Verbrennen und auch eine tiefeindringende Oxydschicht auszuschließen.

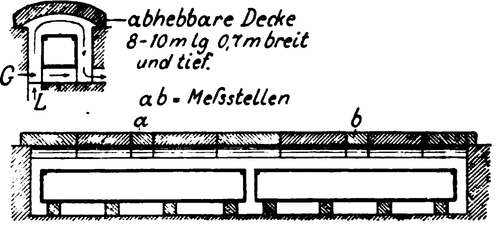


Abb. 453. Kistenglühofen für Werkzeugstahl mit Gasfeuerung eines oberschlesischen Werks. Die Stücke (in erster Linie Spiralbohrer) werden in Holzkohlenabfall eingebettet und auch damit überschüttet, um den Luftzutritt unschädlich zu machen. Nach etwa 15 Stunden ist volle Hitze da; diese wird eine Zeitlang gehalten. Das Glühverfahren dauert im Ganzen 4–5 Tage. Eine Kontrolle gibt die Kugeldruckprobe. Es muß eine gewisse Weichheit bestehen, sonst ist das Glühen nicht richtig ausgeführt. Die Kisten bestehen aus weichem Stahlformguß. Die Luft wird in einem Rekuperator vorgewärmt. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

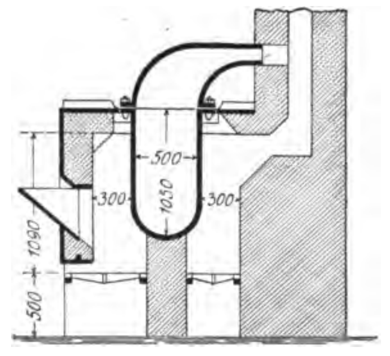


Abb. 454. Glühtopf zum Glühen von Werkzeugstahl, unter Luftabschluß. Nach Thallner, Werkzeugstahl.

Literatur.

Thallner, Werkzeugstahl. Freiburg bei Craz und Gerlach.
Reiser, Das Härten des Stahls. Leipzig bei Felix.
Brearley-Schäfer, Die Wärmebehandlung der Werkzeugstähle. Berlin bei Springer.

Bei hohem Kohlenstoffgehalt ist die Anwendung von Glühkisten oder Glühtöpfen, deren Deckel dicht verschmiert wird, nicht zu umgehen.

Sehr harten Werkzeugstahl packt man in kohlende Körper oder auch rostfreie Drehspäne ein, um oxydierende und entkohlende Einflüsse abzuhalten.

Thallner nennt nicht zu helle Kirschrotglut, Reiser Dunkelrotglut und Brearley-Schäfer 720° bei 1 °/₀ C als richtige Temperatur (eine Temperatur über 740° is zwecklos und über 900° unbedingt schädlich).

Das Anheizen des Ofens muß anfangs langsam, aber dann in hoher Temperatur schnell geschehen (4—8 Stunden). Dann wird der Ofen und Kaminschieber überall dicht geschlossen und innerhalb 48—72 Stunden sich selbst überlassen.

Auf einem steirischen Werke fand der Verfasser das folgende Verfahren vor:

Nach dem Schmieden mußte man viele Stahlgattungen in heißer Asche erkalten lassen, weil sie sonst springen. Dies gilt in erster Linie von allen Chromstählen.

Dann folgte das Glühen in muldenförmigen eisernen Kisten. Dabei wurden die höher gekohlten Stähle in feine Späne aus grauem Gußeisen eingebettet, die niedrig gekohlten in gebrannten Kalk.

Das Glühen dauerte 3—7 Tage, je nach den Abmessungen. Die Temperatur wurde langsam gesteigert und wieder langsam und stetig fallen gelassen.

Bei 0,5—2,0 °/₀ C galt 650°, bei Rapidstahl mit 0,7 °/₀ C 700°. Die Temperatur wurde mit dem Chatelierpyrometer gemessen.

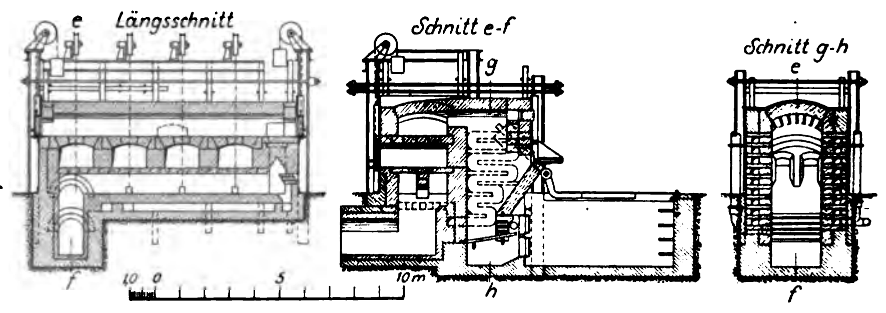


Abb. 455. Ofen zum Wärmen, Glühen, Härten und Anlassen von Stahlblättern und Federn von Blezinger, mit Halbgasfeuerung. Es sind eine Längsmuffel und 4 Quermuffeln vorhanden. Die letzteren haben geringere Temperatur und dienen zum Anlassen von Spiralfedern usw. Stahl und Eisen, 1914, S. 1635.

In einem oberschlesischen Werke fand der Verfasser eine Glühgrube im Sinne der Abb. 453 für Spiralbohrerstäbe und ähnliche Teile in Benutzung. Der Text der letzteren gibt Aufschluß. Es wurde die Brinellsche Kugeldruckprobe benutzt, um den richtigen Erfolg der Glühung nachzuprüfen. Dieser drückt sich in einer gewissen Weichheit aus.

Daselbst wurden auch Stahlteile in Ausschußrohren, die mit Lehm fest geschlossen waren, verpackt und so geglüht.

Aller Federstahl muß vergütet werden. Man kann dies ebensogut auch härten nennen. Es ist unter Härten besprochen. Dasselbe gilt von Manganstahl. (Abb. 455.)

Beim Glühen von hochgekohlten Vanadium- und Nickelstählen in einer Temperatur von über 1000° ist Temperkohle (Graphit)ausscheidung beobachtet [1]).

---

[1]) Metallurgie, 1906, S. 719.

Grobbleche und Rohre. (Abb. 456—458.)

Buchliteratur.

Martens-Heyn, Materialienkunde für den Maschinenbau. II. A. Berlin bei Springer.

Bach und Baumann, Festigkeitseigenschaften und Gefügebilder der Konstruktionsmaterialien. Ebenda.

Preuß, Die praktische Nutzanwendung der Prüfung des Eisens usw. Ebenda.

Zeitschriftenliteratur.

Kurzwernhart, Blauwärme. Stahl und Eisen, 1896, S. 849.

Ledebur-Osmond, Zunahme der Ferritpolyeder, wachsend mit der Temperatur. Ebenda. 1898, S. 649.

Heyn, Krankheitserscheinungen an Eisen und Kupfer. Ebenda. 1902, S. 1227.

Parker, Glühvorgänge bei schweren Kesselblechen. Ebenda. 1885, S. 255.

Hill, Härtende Wirkung des Lochens. Ebenda. 1883, S. 509.

Heyn und Bauer, Krankes Kesselblech. Ebenda. 1912, S. 1169.

Stadeler, Glühen von weichem Flußeisen. Ebenda. 1914, S. 1741.

Klein, Einfluß des Glühens auf Bleche. Ebenda. 1914, S. 136.

Heyn und Bauer, Reckspannung in Kesselblechen. Ebenda. 1911, S. 760.

Baumann, Dreißig Kesselbleche mit Rißbildung. Ebenda. 1913, S. 1554.

Heyn, Kerbbiegeprobe bei überhitztem Eisen. Ebenda. 1906, S. 8.

Rietkötter, Herstellung geschweißter emaillierter Behälter. Ebenda. 1909, S. 1273.

Sammelaufsatz über Wärm- und Glühöfen, Stahl und Eisen, 1914, S. 1687 und 1736.

Das was vorher über Spannungen infolge einseitiger Erwärmung, infolge Bearbeitung und Walzen bei niedriger Temperatur gesagt ist, gilt hier in hohem Maße, weil es sich um sehr geringe Wandstärken handelt.

Durch das Glühen wird die Spannung beseitigt und das Gefüge verbessert. Allerdings ruft ein unrichtig gehandhabtes Glühen geradezu Krankheitserscheinungen hervor, die sich in großer Sprödigkeit und Kaltbrüchigkeit äußern. Diese können nicht immer, aber meist durch erneutes Glühen beseitigt werden, sofern noch nicht ein richtiges Verbrennen eingetreten ist.

Von solchen Krankheitserscheinungen soll hier zunächst die Rede sein:

Heyn[1]) berichtet, daß ein Marinekesselblech trotz guter Zerreiß- und Biegeproben eine solche Sprödigkeit zeigte, daß man mit dem Hammer Stücke abschlagen konnte. Versuche ergaben, daß man diesen Zustand dadurch künstlich erzeugen konnte, daß man das Blech sehr lange in Temperaturen von etwa 1000° und mehr verweilen ließ. Es war also eine Übermüdung oder Überhitzung eingetreten. Bei 1200 und 1450° fiel die Anzahl der Biegungen (Kerbbiegeprobe, vgl. Kap. 54) auf unter 1. Bei einer Temperatur von 750—850° war auch bei längster Zeitdauer keine Sprödigkeit wahrzunehmen. Die Grenztemperatur liegt also zwischen 850 und 1050°.

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 1227.

Dieses Blech ließ sich wieder heilen:

a. Dadurch, daß man es gleich nach der Überhitzung walzte oder schmiedete solange bis es auf helle Rotglut abgekühlt war.

b. Durch ein abermaliges **kurzes** Glühen auf über 900° hinaus.

Das überhitzte Eisen hat grobkörniges Gefüge [1]).

Nach Brinell [2]) wirkt ein Glühen bei 850°, dann folgendes Abschrecken in Wasser und Anlassen auf 550° sehr günstig auf Schiffsbleche ein, die bei Blauwärme bearbeitet sind. Das ist also ein regelrechtes Vergüten.

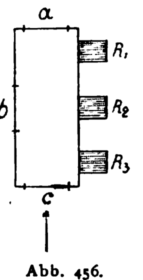


Abb. 456.

Abb. 456. Schematische Darstellung eines großen Glühofens für Kesselbleche.
$R_1 - R_3$ = Rostfeuerungen
a, *b*, *c* = Türen
Der Ofen kann unter Benutzung aller drei Türen zum Glühen kleinerer Bleche gebraucht werden. Sehr große Bleche werden bei *c* eingesetzt und wandern durch den ganzen Ofen hindurch, um bei *a* herausgezogen zu werden.
Temperatu = rmittlere Rotglut = etwa 600°
Zeitdauer 6—8 Minuten bei 5 mm Stärke
30 » » 25 » »
Ist das Blech sehr lang, dauert der Durchmarsch oft eine Stunde.

Nach Heyn und Bauer war ein wahrscheinlich bei Blauwärme (320°) geschmiedetes oder gepreßtes schweres Stirnwandkesselblech so spröde, daß es, eingeschnitten ohne Biegung brach. Ein Glühen bei 700° ½ Stunde lang und folgendes Abkühlen an der Luft stellte wieder normalen Zustand her [3]).

Über zu langes Glühen berichtet Stadeler [4]): Es handelte sich um Blech mit 0,1 % C; 0,45 % Mn; 0,026 % P; 0,048 % S. Wenn man bei 850—900° (normal war 860 ± 10°) glühte, erzielte man nach 1½ Stunden

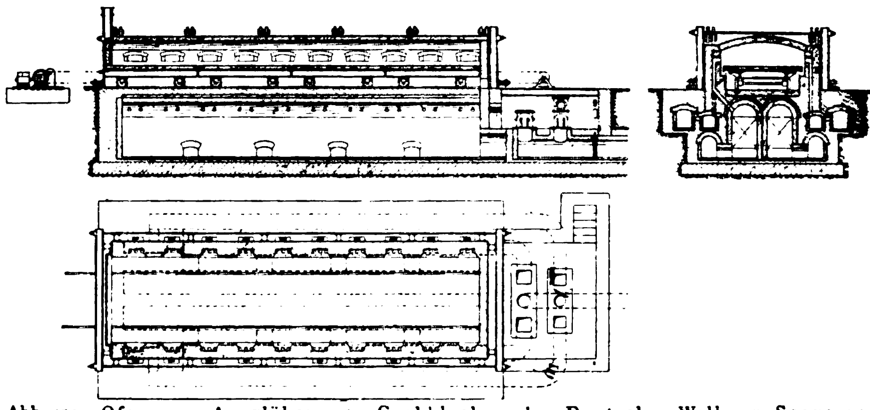


Abb. 457. Ofen zum Ausglühen von Grobblechen der Deutschen Wellman-Seavergesellschaft. Der Ofen besitzt nur Luftkammern, die unter dem Herd liegen. Der letztere hat eine Länge von 15,5 m.

[1]) Kupfer wird bei sehr hohen Temperaturen (1000—1100°) sehr schnell spröde. Es erhält grobes Korn. Dies läßt sich auf keinem Wege, abgesehen von Umschmelzen, beseitigen.

[2]) Stahl und Eisen, 1902, S. 881.

[3]) Heyn und Bauer. Stahl und Eisen, 1912, S. 1164.

[4]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1741.

die höchste Kerbzähigkeit. Durch Biegewinkel wurde dies Ergebnis bestätigt. Eine längere Glühdauer hatte unzuverlässige Wirkung und soll schon deshalb vermieden werden, weil die Randzone entkohlt wird, und die Oxydation des Eisens überhand nimmt. Nach 25 Tagen ergab sich eine Blechdickenabnahme von 12,3 %. Dies geschah auch bei reduzierender Atmosphäre.

Kurzwernhart[1]) berichtet über Sprödigkeit bei einem Kesselblech, das beim Rollen auf der einen Seite rotwarm, auf der anderen braunwarm und bei Beendigung des Rollens schwarz gewesen war. Durch Ausglühen wurde die Sprödigkeit beseitigt.

Vor dem Glühen	40,7 kg Zerreißfestigkeit;	20,5 % Dehnung
Nachher	37 » » ;	31,25 » »

Heyn stellte Kerbbiegeproben bei Eisen an, das in verschiedener Temperatur geglüht war.

Temperatur	Stunden	Zahl der Biegungen
natürlicher Zustand		4
1100°	6	3,5
1200°	7 1/2	1,5
1200°	13	1/2
1450°	1/4	0

Aus diesen Versuchen und Erfahrungen folgt, daß man Grobbleche nur in guter Rothitze biegen und schmieden soll. Sinkt die Temperatur, so soll man das Blech wieder wärmen oder hernach ausglühen. Muß man nur eine Stelle erwärmen, so soll man einen solchen Umkreis einbeziehen, daß die Bearbeitung sich nicht auf blauwarme Stellen erstreckt. Noch besser ist es, hernach auszuglühen.

Bei kleinen Formänderungen soll man mit Kaltbearbeitung auszukommen suchen. Sie schafft zwar auch Spannungen, aber diese sind nicht so gefährlich wie die bei Blauwärme entstandenen. Die Spannung infolge des Lochens kann auch durch Wegnehmen einer 1 m/m starken Schicht beseitigt werden.

Schweißeisen ist noch empfindlicher als Flußeisen[2]).

Glüht man aus, so wende man möglichst kurze Glühzeiten und keine Temperaturen über 900° an. Eine solche bis 1000° mag noch angehen, aber darüber hinaus beginnt die Überhitzung, die bei hohem Grade überhaupt nicht mehr vollständig gut gemacht werden kann.

Wahrscheinlich steht dies im Zusammenhange mit einer FeO aufnahme des Eisens. Dieses löst sich im glühenden Eisen, von außen her einwandernd[3]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1896, S. 849, auch ebenda 1898, S. 657.

[2]) Verbranntes Schweißeisen vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 1554 (Tafel 31) und Abb. 34.

[3]) Nach Ledebur, Stahl und Eisen, 1898, S. 649.

Handelt es sich um Schweißarbeiten, so muß ganz besonders sorgfältig ausgeglüht werden. Dies wird häufig versäumt. Geschieht es aber, so kann man Lokomotivfeuerkisten, die früher genietet wurden, ohne Bedenken in dieser Weise herstellen[1].

Nach Rietkötter[2]) genügten 600° bei 1 Stunde Glühdauer, um die Spannung bei einem großen Behälter, der aus Blechen von 6—10 mm durch Schweißung hergestellt war, zu beseitigen.

Die Glühdauer nach dem Walzen wird durch die folgende Angabe gekennzeichnet: Der Verfasser fand auf einem Werke

bei 5 mm starken Blechen 6—8 Minuten,
bei 25 mm starken Blechen 30 Minuten
Glühzeit im Gebrauch.

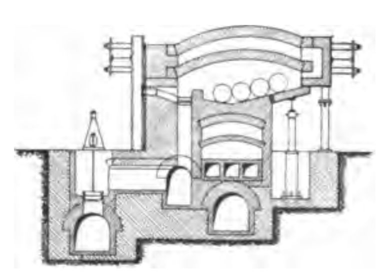


Abb. 458. Rohrglühofen von Poetter in Düsseldorf, mit Gasfeuerung. Es handelt sich um schwere, lange Rohre. Das Einsetzen geschieht mit Hilfe eines hydraulisch bewegten Hebetisches rechts. Die Rohre rollen dann nach der Feuerbrücke zu. Die Tischplatte des Hebetisches verschließt gleichzeitig den Ofen. Das Ausziehen der Rohre geschieht an einer der Stirnseiten. Das Gas tritt von links ein und wird in senkrechten Kanälen aufwärts in den Verbrennungsraum geführt. Das letztere gilt auch für die im Rekuperator erhitzte Luft. Die Verbrennungsgase ziehen durch die Umführung rechts in den Hohlraum über dem Gewölbe, dann unter den Herd und dann in den Rekuperator. Die Gasfeuerung ermöglicht es, in reduzierender Atmosphäre zu glühen. Stahl und Eisen, 1914, S. 1687.

Über die Glühöfen läßt sich nur an Hand der Beispiele sprechen, die durch Abbildungen gekennzeichnet werden.

Große Bleche erfordern sehr große Herdflächen, die bei kleineren Abmessungen störend wirken. Man hilft sich durch Anbringen von Türen, um den Ofen dann von mehreren Seiten gleichzeitig besetzen zu können (Abbildung 456). Einen anderen Ausweg gibt die Teilung des Ofens durch Behelfsmauern. Dann müssen allerdings mehrere selbständige Feuerungen vorgesehen werden.

Die Ofensohle muß bei schweren Blechen fahrbar sein. Die Stirnseiten müssen frei gehalten werden. Halbgas-, Rekuperativ- und Umschaltfeuerung wird angewendet, letztere ohne Gasvorwärmung. Auf einem neuen Werke fand der Verfasser ausschließlich Umschaltfeuerung im Gebrauch, um später Hochofengase zu benutzen (ohne Gasvorwärmung). Starke Luftvorwärmung ermöglicht das Arbeiten mit sehr geringem oder gar keinem Luftüberschuß. Bei den großen Flächen ist eine reduzierende Atmosphäre unerläßlich.

Bei einem Ofen mit Weardalefeuerung von Heimsoth nnd Vollmer für schwere Bleche (18 × 4,5 m) wurden 12 % Kohle bei einer Leistung von 120 t in 24 Stunden gebraucht.

Vgl. auch unter Wärmöfen S. 682.

[1]) Reisenotiz.
[2]) Vgl. Literatur.

Feinbleche. (Abb. 459—463.)

Literatur.

Fortschritte in der Feinblechfabrikation. (Ungenannter österreichischer Verfasser. Stahl und Eisen, 1890, S. 947.
Clement, Walzen von Feinblechen. Ebenda. 1910, S. 1152.
Krämer, Weißblechfabrikation. Ebenda. 1910, S. 1993.
Grünwald, Glühen im Zusammenhang mit Beizen. Ebenda. 1909, S. 537.
Krämer, Blechglühkisten. Ebenda. 1910, S. 498.
Englische Weißblechfabrikation. Ebenda. 1914, S. 139.
Dachbleche, im Ural erzeugt. Ebenda. 1911, S. 1497.
Clement, Beizen der Bleche. Ebenda. 1908, S. 938.
Aus dem Sammelaufsatz Stahl und Eisen 1914/15 über Wärmeofen und Glühofen siehe 1914, S. 1820.

Allgemeines. (Vgl. auch unter Wärmöfen S. 680.)

Feinbleche sind Bleche unter 5 mm. Das Glühen bezweckt die Beseitigung der Sprödigkeit, die durch das Walzen bei niedriger Temperatur entstanden ist. Es muß bei allen Blechen geschehen, gleichgültig ob sie gebeizt oder nicht gebeizt werden. Vielfach muß durch das Glühen die Bildung von Glühspan befördert und eine besondere Farbe, auch bisweilen Hochglanz erzeugt werden.

Während des Walzens der Bleche oder Blechstürze[1]) muß ein wiederholtes Anwärmen stattfinden, das manche auch »Glühen« nennen. Der Verfasser folgt diesem Sprachgebrauch nicht und hat im folgenden nur das Glühen im Auge, das nach dem Walzen aus dem obengenannten Grunde einsetzt.

Werden die Bleche gebeizt, so geht dies dem Glühen vorher. Es ist dies schon in Hinblick auf die Beizbrüchigkeit vorteilhaft. Diese beruht darauf, daß sich Eisen mit H legiert. Ein Lagern an einem warmen Ort bringt die Legierung zum Zerfallen und durch das Glühen geschieht dies schnell (vgl. Kap. 59: Einfluß des Wasserstoffs).

Die Nachbeize bei Weißblechen findet allerdings nach dem letzten Glühen statt.

Um den Einfluß des Walzens bei niedriger Temperatur auf die Festigkeitseigenschaften zu zeigen, ist die folgende Zahlentafel entworfen:

Zahlentafel. Weißblecherzeugung.

	C %	P %	Mn %	Zerreißfestigkeit kg	Dehnung %	Zahl der Biegungen bis zum Bruch (Kap. 54)
Platine	0,098	0,030	0,48	33	28	
Gewalztes Blech				46	4	8
Einmal geglühtes Blech	0,067	0,030	0,48	29	11	8
Dressiertes Blech				32	12	20
Nach dem Dressieren geglühtes Blech				34	17	22

[1]) Blechstürze entstehen durch Zusammenfallen von Blechen.

Beim Glühen muß in Rücksicht auf die geringe Wandstärke der Luftzutritt besonders peinlich eingeschränkt werden. Man hält auf stark reduzierende Flamme und glüht fast immer in Glühkisten, seltener in Glühtöpfen.

Nur gewöhnliche Handelsbleche (Schwarzbleche) und Hochglanzbleche werden offen, allerdings unter besonderen Vorsichtsmaßnahmen geglüht. Es sind dies stärkere Bleche, bei denen eine stärkere Glühspanschicht erwünscht ist und ihren Handelswert bedingt.

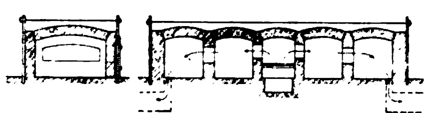


Abb. 459. Kistenglühöfen für Weißbleche mit Rostfeuerung. Die einzelnen Kammern sind durch gußeiserne Türen mit feuerfestem Futter zugänglich. Das Ein- und Aussetzen der Kisten geschieht durch einen besonderen zweirädrigen Wagen. Nach Krämer Stahl und Eisen, 1910, S. 1993.

Abb. 460. Gasgeheizter Kanalkistenofen für Feinbleche. Das Gas tritt in der Ofenmitte, von der Seite her ein, die Verbrennungsluft von oben, nachdem sie im Ofenmauerwerk vorgewärmt ist. Der Ofen kann sowohl von links wie von rechts besetzt werden, je nachdem man die rechte oder linke Öffnung zur Esse schließt. Nach Krämer Stahl und Eisen, 1910, S. 1993.

Die Glühkisten werden als »Sturzglühkisten« über die Blechpackete übergestülpt. Neuerdings kommt nur noch weicher Stahlformguß als Baustoff in Betracht (120—130 Glühungen statt 20—25 bei Gußeisen)[1]. Auch wendet man einen sogenannten falschen Boden mit Vorteil an. (Abb. 462 und 463.)

Auf einem österreichischen Werk fand der Verfasser runde Glühtöpfe aus Stahlformguß, mit gewellter Außenwand und dicht mit Rostkitt eingesetztem Deckel vor. Es handelte sich um besondere Hochglanzstanzbleche. In Glühkisten entstand ein bläulicher, hier ein weißlicher Glanz. Die Bleche wurden aufgerollt eingesetzt.

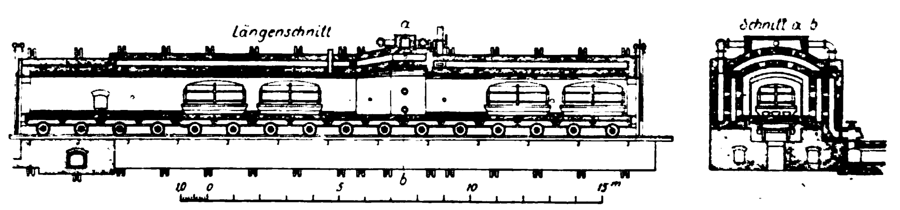


Abb. 461. Kistenglühofen mit Gasfeuerung für Feinblech, gebaut von Heimsoth und Vollmer in Hannover. Die Düsenbrenner sind in ²/₃ der Ofenlänge angeordnet, und zwar 2 im Gewölbe und je 2 in den Seitenwänden. Die Luftvorwärmung findet in Kanälen der Seitenwände und im Gewölbe statt. Die Abkühlung der Kisten findet in dem rechten Teil des Ofens statt, der ein Drittel der Länge einnimmt. Die anderen ²/₃ werden von den Feuergasen durchflossen. Die Öfen werden in Längen von 21—44 m gebaut. Ein Ofen von 28 m Länge faßt 7 Kisten und hat eine Tageserzeugung von 64 t bei 6,25% Kohlenverbrauch (Die Kohle hat im Monatsdurchschnitt 7000 WE). Stahl und Eisen, 1914, S. 1820.

[1]) Auf einem Weißblechwerke wurde dem Verfasser ein Chromgehalt des Stahlformgusses bei 45 kg Zerreißfestigkeit gerühmt, der die Haltbarkeit von 100 auf 150 Glühungen erhöht.

Die Glühtemperatur wird im allgemeinen auf 800—900° gehalten Dem Verfasser wurden folgende Zahlen genannt:

Weißbleche, 1. Glühung	850—900°
» 2. »	700—750°
Dynamobleche	850—900°
» nach anderer Angabe	890°
Stanzbleche mit Hochglanz	700—800°
Transformatorbleche	830—850°
Hochglanzbleche im Flammofen bei dunkler Rotglut.	

Nach Kamps[1]) soll man Dynamobleche bis über den höchsten kritischen Punkt erhitzen.

Nach Grünwald[2]) soll man bei Emaillier- und Weißblechen (2. Glühung) auf 650—720° halten und lieber die Glühdauer vergrößern.

Kistenglühöfen werden in verschiedener Weise gebaut.

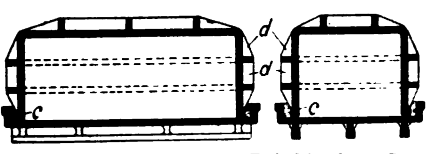


Abb. 462. Glühkiste für Feinbleche. (Sogenannter Sturzkasten). Die vertikalen Rippen *d* haben sich nicht bewährt. Als Material dient Stahlformguß, der 120—130 Glühungen aushält, gegenüber 20—25 Glühungen bei Gußeisen. Krämer. Das Verziehen der Blechglühkasten, Stahl und Eisen, 1910, S. 498.

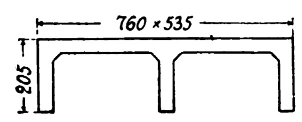


Abb. 463. Sogenannter Falscher Boden in einer Feinblechglühkiste. Stahl und Eisen, 1914, S. 141.

Ältere Öfen mit einzelnen Kammern im Sinne der Abb. 459. Zum Ein- und Aussetzen der Kisten dient ein zweirädriger Wagen mit Hebelwirkung an der Deichsel.

In neuerer Zeit baut man fast nur Kanalöfen (Tunnelöfen), bei denen die Kisten langsam vorgewärmt werden, dann in volle Hitze kommen und langsam abgekühlt werden. Dies Verfahren wirkt günstig auf die Blechbeschaffenheit ein und nutzt die Wärme gut aus. Es wird Gasfeuerung angewendet. Das Gas tritt in der Mitte des Ofens ein, die Feuergase ziehen am Einsatzende ab und wärmen vor. Am entgegengesetzten Ende zieht die Verbrennungsluft ein, kühlt die fertig geglühten Kisten und wärmt sich dabei vor.

Andere Öfen wärmen die Verbrennungsluft in Kanälen in den Wänden vor, auch wird die Weardalefeuerung benutzt (vgl. S. 672).
Die Wagenunterteile kühlt man zweckmäßigerweise durch einen Luftstrom. Solche Tunnelöfen baut man in Längen bis z. B. 36 m. (Abb. 460 und 461.)

[1]) Stahl und Eisen, 1899, S. 1120 und 1154.

[2]) Stahl und Eisen, 1909, S. 537. Man soll nicht über den Perlithaltepunkt hinausgehen, d. i. etwa 720°. Sonst verliert das Blech an Weichheit und erfährt einen stärkeren Beizverlust.

Die Fortbewegung der auf Wagen stehenden Kisten ist bei diesen Kanalöfen sehr einfach. Man hat auch Glühgruben. Der Verfasser fand ein Paar solcher Glühgruben auf einem Werke in Verbindung mit Umschaltfeuerung in Betrieb. Die eine Glühgrube wurde abgekühlt, dann leer gemacht und neu besetzt, während die andere im Feuer stand. Dabei diente die zum Abkühlen verwendete Luft zur Verbrennung in der anderen Grube. Die Kisten wurden nicht herausgehoben, sondern blieben an Ort und Stelle.

Die Firma Friedrich Siemens hat einen Ringofen mit kreisförmiger Grundfläche konstruiert, um die Wärme besser auszunutzen und die Firma Pötter hat dasselbe Prinzip auf einen Sechskammerofen übertragen, bei dem 2 Kammern behufs Einsetzen und Ausfahren geöffnet sind, eine Kammer Gasfeuer erhält und in voller Hitze steht, eine Kammer durch die abziehenden Heizgase vorgewärmt und eine Kammer durch die einziehende Verbrennungsluft gekühlt wird [1]).

Auch Umschaltfeuerung [2]) wird genannt, hat wohl aber keinen besonderen Vorteil gegenüber der einfachen Gasfeuerung in Verbindung mit Tunnelöfen.

Um ein Beispiel für die Ofenleistung zu geben, sei ein Kanalglühofen von 28 m Länge herausgegriffen, der 7 Kisten faßt und 64 t Feinbleche in 24 Stunden mit einem Kohlenverbrauch von 6,25 °/₀ glüht.

Die Glühdauer beträgt einschl. Anwärmen und Abkühlen bei der Englischen Weißblecherzeugung

74 Stunden beim Schwarzglühen
58 » » Weißglühen [3]) — das ist das letzte kurze Glühen nach dem Kaltwalzen (Dressieren).

Für das eigentliche Glühen werden ohne Abkühlzeit 8—10 und 7—7 ½ Stunden, nach einer anderen Quelle 9 und 4—5 Stunden [4]) gefordert.

Für Dynamo- und Stanzbleche: 8 Stunden Anheizen, 8 Stunden Glühen und 8 Stunden Abkühlen.

Man soll die Kisten nicht eher öffnen, als bis sie vollständig erkaltet sind. Andernfalls erzielt man nicht die nötige Weichheit und hat auch mit einem Glührand zu kämpfen.

Die Glühkisten müssen dicht schließen. Schadhafte Glühkisten verlangen die Wiederholung des Glühens. Sie stehen entweder auf den Plattformen von Wagen oder auf Bodenplatten, die für Rollbahnen mit Stahlgußkugeln eingerichtet sind. Letztere haben eine sehr geringe Höhe.

Das Verfahren bei den offen geglühten Schwarz- und Hochglanzblechen wird weiter unten genannt werden.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 1821 u. f. Solche 6-Kammeröfen sind für feuerfeste Steine schon lange bekannt. Vgl. Mendheimöfen, Stahl und Eisen, 1887, S. 320.

[2]) Stahl und Eisen, 1910, S. 1993 und ebenda 1914, S. 1823.

[3]) Stahl und Eisen, 1914, S. 139.

[4]) Stahl und Eisen, 1910, S. 1993 und ebenda 1910, S. 1152.

Chemische und Physikalische Vorgänge beim Blechglühen.

Zunder oder Glühspan ist ein Gemisch von Fe_2O_3 und FeO in wechselnder Menge (vgl. S. 686 bei Wärmöfen). Am Rande tritt infolge des auch durch die Kistenwände einfließenden Luftsauerstoffs eine Verschiebung zugunsten des Fe_2O_3 ein. Dieser am Rande der Bleche sich bildende Zunder springt nicht ab und läßt sich auch schwer herunterbeizen.

Kamps hat die Dicke der Zunderschicht auf magnetischem Wege zu 7—16 % der Blechdicke bestimmt[1].

Beim Glühen von silizierten Blechen findet sich im Zunder viel gediegenes Fe, was auf eine Reduktion der Eisenoxyde durch Si schließen läßt.

Der Kohlenstoffgehalt nimmt beim Glühen erheblich ab, z. B. von 0,098 auf 0,067 % bei Weißblechen und von 0,07 % auf 0,045 % bei Stanzblechen. Diese Abnahme beruht auf einem Glühfrischvorgang. Der Glühspan gibt seinen Sauerstoff an CO ab, es entsteht CO_2, das in das Eisen eindringt und den Kohlenstoff verbrennt (vgl. S. 577).

Beim Glühen der Feinbleche stellt sich bisweilen eine lästige Blasenbildung ein, die darauf beruht, daß von Gasblasen und Lunkern herrührende Hohlräume Beizflüssigkeit aufnehmen, die beim Glühen Dämpfe bildet. Man schränkt dies durch sehr schnelles Beizen ein. Sind die Blasen zahlreich und klein, so spricht man von »Griesbildung«. Solche Blasenbildung stört das Verzinnen und Verzinken, auch macht sie die Verwendung der Bleche zu Stanzzwecken unmöglich.

Bei einem Versuch von Belloc[2]) zeigte bei einer Glühtemperatur zwischen 570 und 640° das Galvanometer eine starke Bewegung, die er auf das Entweichen von Gasen zurückführt. Von Beizbrüchigkeit war oben bereits die Rede.

Das Glühen bei den einzelnen Blechgattungen.

Man unterscheidet Beizbleche und Handelsbleche, die nicht gebeizt werden.

Zu ersteren gehören Stanzbleche und verzinnte Bleche (Weißbleche); außerdem alle Bleche, die elektrisch geschweißt werden; und Hochglanzbleche; zu letzteren Schwarzbleche, Dynamobleche und Transformatorenbleche (heißen auch hochsilizierte Bleche). Man unterscheidet auch einmal und zweimal gebeizte oder dekapierte Bleche.

Alle Beizbleche werden nach dem Walzen beschnitten, dann gebeizt und dann geglüht. Handelsbleche gewalzt, geglüht und dann beschnitten.

Schwarzbleche.

Sie werden in den gleichen Flammöfen, wie man sie als Wärmöfen beim Walzen benutzt, offen geglüht, indem man stark reduzierende Flamme hält.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1901, S. 224.

[2]) Erwähnt in dem Aufsatz von Grünwald, Stahl und Eisen, 1909, S. 537.

Schwächere Bleche übergibt man auch Zinderöfen[1]). Solche Öfen besitzen einen großen offenen Herd, z. B. 3,5 × 1,8 m, der von einem Rost gebildet wird. Auf diesem wird ein Kohlenbett entzündet und dann Zinder aufgeschüttet, der erst regelrecht durchbrennen muß.

Auf dieses Bett legt man Auschußbleche und darauf die Blechpackete, oben mit Ausschußblechen zugedeckt. Eine Glühung dauert 10—20 Minuten.

Weißbleche werden gewalzt, dann gespalten und beschnitten, dann gebeizt und dann zum ersten Mal geglüht (Schwarzglühen). Dann folgt das Kaltwalzen (Dressieren), dann das zweite Glühen (Weißglühen), darauf das Nachbeizen (Weißbeizen) und schließlich das Verzinnen.

Einmal gebeizte oder dekapierte Bleche für Stanzzwecke (flache Gefäße) werden nur einmal stark geglüht. Die Kiste verweilt 18—24 Stunden im Kanalofen. Sie wird erst nach völligem Erkalten ausgepackt.

Zweimal dekapierte Bleche für Stanzzwecke (tiefe Gefäße) werden zweimal geglüht. Die Temperatur ist niedriger wie bei den ebengenannten Blechen und bei der 2. Glühung, niedriger wie bei der ersten Zwischen den beiden Glühungen liegt ein kurzes Walzen zwischen Dressierwalzen, ohne zu beizen.

Bei Dynamoblechen muß man die Temperatur sehr langsam abfallen lassen, um gute magnetische Eigenschaften zu haben.

Bei Dachblechen[2]) wird Birkenholzkohle zwischen die Blechstürze beim Walzen eingestreut. Ein Glühen findet nicht statt, wohl aber am Schluß ein Schmieden der Packete unter dem Hammer, das auffallenderweise keine Sprödigkeit erzeugen soll.

Hochglanzzylinderbleche werden, mit Ausschlußblechen bedeckt, offen in Flammöfen bei schwacher Rotglut geglüht, auch wird die Sohle des Ofens mit Holzkohle bedeckt und nußgroße Holzkohlenstücke zwischen die Bleche geworfen.

Draht, Bandeisen usw. (Abb. 464—470.)

Buchliteratur.

Fehland. Die Fabrikation des Eisen- und Stahldrahts mit Atlas. Weimar bei Voigt.

Zeitschriftenliteratur.

Glühen von Draht, ohne Berührung mit der Luft. Iron Age, 1906, S. 1174.
Goerens. Glühen von Draht, Stahl und Eisen, 1914, S. 283.
Drahtziehen und Glühen. Iron Age, 1914, S. 1320.
Tinsley. Wärmebehandlung von Drähten. Stahl und Eisen, 1914, S. 1604.
Sammelaufsatz über Wärm- und Glühöfen. Stahl und Eisen, 1915, S. 189 und 287.
Kamps. Über Zunderbildung. Stahl und Eisen, 1901, S. 224.
Polytechnischer Verlag Clary e Co. in Weimar. »Aus der Praxis für die Praxis.«
Hütte. Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Berlin bei Ernst.

---

[1]) Zinder ist Koksabfall in etwa erbsengroßen Stücken, der vielfach als billiges Nebenerzeugnis zur Verfügung steht.

[2]) Dachblecherzeugung im Ural, siehe Literatur.



Draht wird bis auf etwa 5 mm heruntergewalzt, dann gebeizt, um ihn von dem Zunder zu befreien und dann durch Ziehen auf den im Handel verlangten Durchmesser gebracht. Dieses Ziehen wird meist vielfach wiederholt. Man unterscheidet: Grobzug, Mittelzug, Feinzug und Kratzenzug.

Es handelt sich beim Ziehen um eine Kaltbearbeitung unter Überschreitung der Streckgrenze, die unter bedeutender Zunahme der Zerreißfestigkeit und Abnahme der Dehnung eine Sprödigkeit hervorruft, die beim weiteren Ziehen zu einem Abreißen führen würde, wenn man nicht unterbricht und den Draht glüht. (Vgl. das Kapitel über Krankheitserscheinungen.) Man schiebt also in die Zieharbeit einschließlich des Kratzenzuges ein zwei- bis dreimaliges Glühen ein.

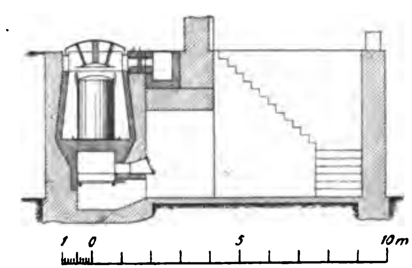


Abb. 464. Unmittelbar geheizter Glühtopf für Draht. Aus Fehland. Die Fabrikation des Eisen- und Stahldrahtes. Weimar bei Friedrich Voigt.

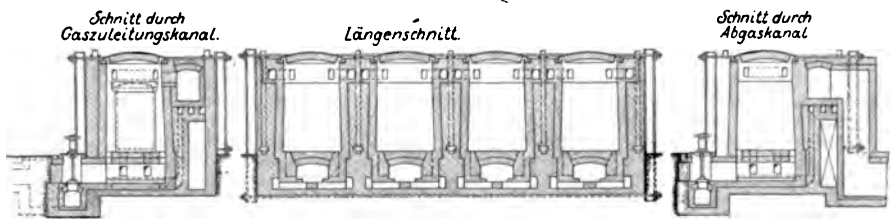


Abb. 465. Topfglühofen mit Gasfeuerung, gebaut von A. Blezinger in Duisburg. Aus einem gemeinsamen Gaskanal wird das Gas in die unter jedem Topf eingebaute Mischkammer eingeführt. Hier mischt es sich mit der seitlich zuströmenden Verbrennungsluft, die in Schlangenzügen unter dem Abgaskanal vorgewärmt ist. Die Feuergase treten nach oben durch 4 Öffnungen aus der Mischkammer in den ringförmigen Raum zwischen Topf und Mauerwerk und dann durch 4 Öffnnugen in den gemeinsamen Essenkanal aus.

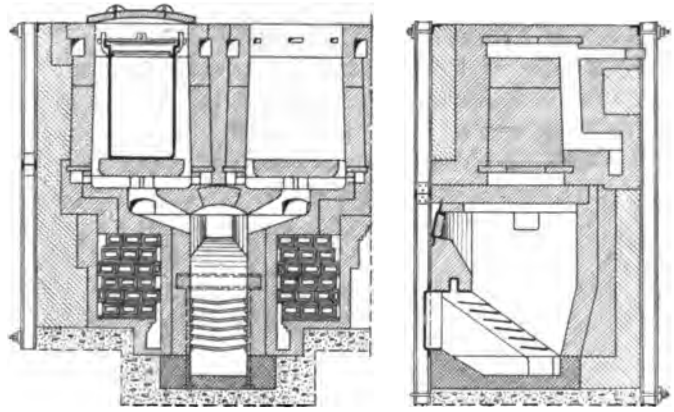


Abb. 466. Topfglühofen der Ifö-Ofenbaugesellschaft mit Halbgasfeuerung. Die Sekundärluft wird in den eigenartigen Rekuperatoren dieser Firma vorgewärmt. Sie streicht senkrecht zu der Richtung der Essengase. Stahl und Eisen, 1915, S. 190.

Dies muß, um die Glühspanbildung möglichst zu unterdrücken, in dicht verschlossenen Glühtöpfen stattfinden, in denen die Drahtringe dicht aufeinander verpackt liegen[1]). Das Glühen dauert etwa 6 Stunden, dann wird der Glühtopf in eine Kühlgrube gesetzt und erst nach Erkalten geöffnet. Auf einem westfälischen Werke fand der Verfasser auch eine Vorwärmgrube, die mit Abgasen des Drahtglühofens geheizt wurde

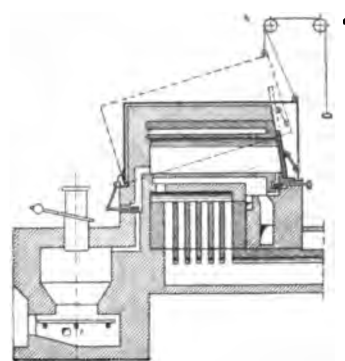


Abb. 467. Blankglühofen von Meiser in Nürnberg. Der Ofen besteht aus einer Muffel, die rings von einem Verbrennungsraum umgeben ist. Der Gaserzeuger ist unmittelbar angebaut und schickt sein Gas zunächst in die Muffel, um die Luft zu verdrängen und eine Oxydation des Einsatzes zu verhindern. Von da gelangt das Gas in den Verbrennungsraum und mischt sich mit der vorgewärmten Verbrennungsluft. Ein übergestülpter Blechkasten hindert den Luftzutritt durch die Tür und Mauerspalten. Die Oxydation wird fast vollkommen verhindert und ein Beizen deshalb überflüssig. Die Gewichtszunahme von 0,1 qm Blech betrug nur 0,025—0,045 g, während sie in gewöhnlichen Muffelöfen 0,3—0,5 g betrug. Stahl und Eisen, 1915, S. 292.

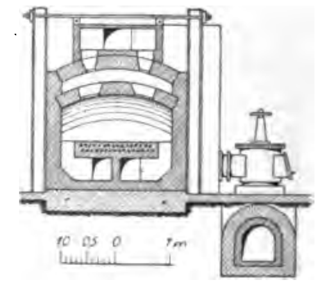


Abb. 468. Kontinuierlicher Drahtglühofen, gebaut von Heimsoth und Vollmer in Hannover mit Weardalefeuerung. Ein Teil der an einem Ende erzeugten Verbrennungsgase fließt über den Herd, der andere unter den Herd. Der Herd ist aus Hohlsteinen gebildet, durch deren Öffnungen der Draht kontinuierlich hindurch gezogen wird, ohne mit den Feuergasen in Berührung zu kommen. Leistung: 17,264 t Draht von 2,7 mm ⌀ in 24 Stunden bei 26 Kanälen und 7,74 % Kohlenverbrauch (6800 WE). Stahl und Eisen, 1915, S. 194.

Der Kohlenverbrauch beträgt 7—15 %, je nachdem ein oder mehrere Glühtöpfe in einem Ofen vereinigt sind, und je nachdem unmittelbare Kohlenfeuerung oder Halbgas- oder Gasfeuerung angewendet wird.

In den letzteren beiden Fällen wird die Verbrennungsluft in Kanälen des Mauerwerks oder in Rekuperatoren vorgewärmt. Umschaltfeuerung bei gewöhnlicher Drahtglüherei anzuwenden, hat keinen Zweck.

Die Glühtöpfe werden meist aus Stahlguß (Lebensdauer = 300 bis 400 Glühungen), seltener aus Gußeisen oder geweißtem Blech gefertigt[2]). Ein Glühtopf faßt bei 800 mm Durchmesser und 1300 mm Höhe 1250 kg Draht.

Die Temperatur wird auf etwa 900° gehalten, obwohl Laboratoriumsversuche ergeben haben, daß 500—600° bei weichem Draht genügen[3]), um die Spannung zu beseitigen und die Dehnung auf das richtige Maß zu heben.

[1]) Eine Ausnahme wird durch Abb. 468 und ihren Text gekennzeichnet.

[2]) Gußeisen hat die halbe Lebensdauer wie Stahlguß. Geschweißte Glühtöpfe sollen sich gut bewähren.

[3]) Vgl. Goerens, auch Tinsley (Literatur).

Harten Draht muß man allerdings über den Umwandlungspunkt (710°) hinaus erhitzen und schnell an der Luft oder in einem überhitzten Bleibade abkühlen. Stahldraht mit 0,3—0,85 °/₀ C (Klavierdraht) und Federstahldraht mit 0,65—1 °/₀ C, muß man regelrecht vergüten; also härten und dann in geschmolzenem Blei anlassen, dessen Temperatur der verlangten Bruchfestigkeit angepaßt wird.

Einen kontinuierlich betriebenen Ofen, ohne Töpfe, stellt Abb. 468 (Firma Heimsoth und Vollmer) dar.

Unter Blankglühen versteht man ein Glühen, ohne jede Glühspanbildung. Dies bedingt Vorteile, weil man nicht zu beizen braucht, keinen Gewichtsverlust hat und ein sehr gutes Aussehen erzielt. Man hat mehrere Verfahren, die auch auf Bandeisen, das durch starkes Kaltwalzen und darauf folgendes Glühen hervorragende Festigkeitseigenschaften annimmt, übertragen sind.

Das alte Verfahren bettet die Drahtbündel in blanke Drehspäne, damit die eingeschlossene und eindringende Luft durch sie aufgezehrt wird.

Ein neueres Verfahren der Oberschlesischen Eisenindustrie [1]) benutzt eine Transportkette, die durch eine mit Leuchtgas gefüllte und durch Wasser abgeschlossene Glühretorte ununterbrochen läuft. (Abb. 470.)

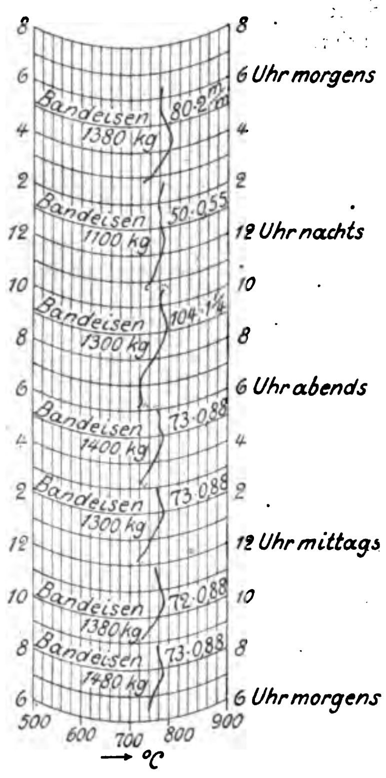


Abb. 469. Temperaturkurven von Glühungen, die in einem Revolverglühofen System Hillebrand beim Blankglühen von Bandeisen aufgenommen sind, nach einer Zeichnung, die die Ofenbaufirma Friedrich Siemens in Berlin eingesandt hat.

Ein Verfahren von Hillebrand [2]) benutzt gleichfalls eine Leucht- oder Generatorgasatmosphäre in Verbindung mit einer Drehtrommel, die wie die Walze eines Revolvers über dem Glühtopf steht und ein Vorwärmen und Abkühlen ermöglicht. Hierbei ist der Glühtopf im Sinne der Siemensschen Umschaltfeuerung mit stark reduzierender Flamme geheizt. Es findet aber eine nachträgliche Luftzuführung statt, um die nötige Hitze in der Kammer zu erzeugen. (Abb. 469.)

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1915, S. 287. Hier ist der Ofen als »Waltherofen« irrtümlich bezeichnet.

[2]) Stahl und Eisen, 1915, S. 190. Hier ist die Firma Custodis genannt. Nach brieflicher Mitteilung baut die Firma Friedrich Siemens in Berlin solche Öfen.

Zwei Verfahren ohne Anwendung von Glühtöpfen, die darauf beruhen, daß eine Muffel angewandt wird, in der durch Petroleum oder Teer und anderseits durch eingeführte Generatorgase eine wenig oxydierende Atmosphäre erzeugt wird, findet der Leser in Stahl und Eisen, 1915, S. 290 usw. beschrieben, vgl. auch Abb. 467. Sie werden auch für viele andere Teile, z. B. Patronenmagazine, Automobiltteile usw. benutzt[3]).

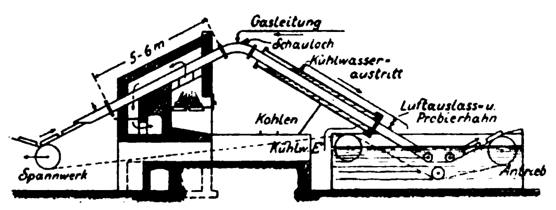


Abb. 470. Schematische Darstellung eines Drahtblankglühofens der Oberschlesischen Eisenindustrie (in der Quelle irrtümlich als »Waltherglühofen« bezeichnet). Die Drahtbündel werden auf einer endlosen Kette in die Glühretorte befördert. Diese wird mit Leucht- oder Generatorgas gefüllt gehalten damit sich der Draht nicht oxydieren kann. Der absteigende Ast der Glühretorte ist mit Wasserkühlung versehen und als Kühlrohr ausgebildet. Da das Gas leichter ist als Luft, so bleibt der knieförmige obere Teil der Retorte mit Gas gefüllt, wenn diese auch nach unten offen ist. Bei Beginn muß das einströmende Gas die Luft austreiben. Die Temperatur beträgt 800°. Die Drahtringe kommen am Schluß in eine Trockenkammer. Glühdauer = 2½—3 Stunden. Leistung 30 t Draht oder Bandeisen in 24 Stunden. Kohlenverbrauch 9—10%, außerdem 4 cbm Leuchtgas für 1 t. Stahl und Eisen, 1915, S. 287 und ebenda S. 508.

Es besteht auch ein Blankglühverfahren für Draht in einem Kanalofen mit Vorkammer, Glühkammer (1 Stunde, 850°) und Abkühlkammer (3 Stunden), alle dicht gegeneinander und nach außen verschlossen und mit Generatorgas gefüllt.

---

[3]) Der Muffelglühofen von Vanghan-Hughes hat einen durch einen Schieber abgetrennten Kühlraum. Der Muffelofen von Meiser bewirkt den Luftabschluß durch einen über den ganzen Muffelofen gestülpten unten in Sand gedichteten Blechkasten. (Abb. 467.)

VII. Die Vorbereitung zum Schmieden und Walzen.

Es handelt sich um Gruben, Schweißöfen und Wärmöfen.

51. Ausgleichgruben und Tieföfen.

Literatur.

Gjers' Vortrag. Stahl und Eisen, 1882, S. 496.
Riley, ebenda, 1884, S. 660.
Grubenwärmofen von Laureau. Ebenda, 1890, S. 18.
Daelen. Hydraulische Krane für Gruben. Ebenda, 1889, S. 692 und 916.
Daelen. Ebenda, 1890, S. 104 und 1046.
Howe erwähnt Tieföfen. Ebenda, 1890, S. 1032.
Daelen. Ebenda, 1896, S. 61.
Lantz' Vortrag. Ebenda, 1898, S. 979 und 1017.
Sattmann. Ebenda, 1899, S. 72.
Daelen. Ebenda, 1902, S. 986.
Bechem. Ebenda, 1902, S. 151.
Blockzangen, Tiefofenkrane usw. Ebenda, 1904, S. 1110.
Staubers Vortrag. Über Tiefofenkrane. Ebenda, 1907, S. 1011.
Dichmann. Rolle der Schlacke in unseren Hüttenprozessen. Stahl und Eisen, 1911, S. 794.
Stauber. Über Einsetzkrane usw. Ebenda, 1908, S. 1094 u. f.
Huth. Tieföfen. Ebenda, 1912, S. 2137.
Schruff. Ebenda, 1912, S. 1143.
Über Tiefofenentschlackung. Ebenda, 1912, S. 1484.
Neu und Friedrich. Über das Aufblähen von Blöcken. Ebenda, 1912, S. 1363.
Schruff. Über Tieföfen. Ebenda, 1913, S. 1104 und 1143.
Über den heutigen Stand der Wärm- und Glühöfen. Stahl und Eisen, 1914 und 1915. Tieföfen daselbst, 1914, S. 610.
Blechwalzwerk in Rothe Erde. Ebenda, 1914, S. 985.

Allgemeines und Geschichtliches.

Es handelt sich bei den Ausgleichgruben um gemauerte heiße Gruben, die mit Deckeln verschlossen werden, nachdem sie den heißen Block aufgenommen haben.

Der letztere gibt zuerst Wärme an das Grubenmauerwerk ab und nimmt später Wärme auf, nachdem er kälter geworden ist. Zieht man den Block rechtzeitig heraus, so hat er gerade walzgerechte Wärme.

Auf diese Weise gelangt der Block ohne jeden Brennstoffverbrauch zur Walzenstraße und kann hier zu Halbzeug oder auch zu stärkerem Profileisen mit der Gießhitze, die er aus dem Stahlwerk mitgebracht hat, ausgewalzt werden.

Der Vorteil leuchtet ohne weiteres ein; namentlich wenn man bedenkt, daß auch der Abbrand viel geringer wie in Wärmöfen ist.

Vorbedingung ist, daß der Block heiß genug in die Grube gelangt, und auch diese heiß genug ist. Der letzteren Bedingung wird, nachdem einmal die Grube künstlich erwärmt ist, durch die heißen Blöcke selbst genügt, die ihren Überschuß an Wärme abgeben. Ist die Grube zu kalt geworden, so heizt man sie dadurch auf, daß man heiße Blöcke schnell hintereinander einsetzt. Dabei werden diese allerdings zu kalt, um sie unmittelbar auswalzen zu können; sie müssen einem Wärmofen übergeben werden.

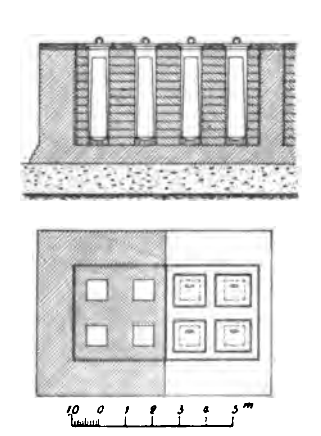


Abb. 471. Ausgleichgruben von Gjers, nach dessen Vortrag. Stahl und Eisen, 1882, S. 546.

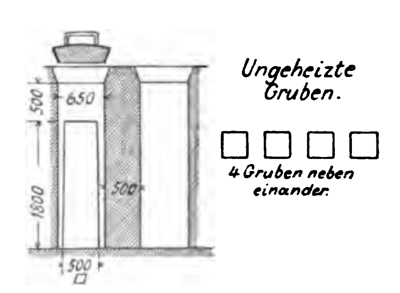


Abb. 472. Ungeheizte Gruben, nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Man kann auch eine andere Darstellung des physikalischen Vorgangs geben: Das Blockinnere ist viel heißer wie die äußere Kruste, z. T. sogar noch flüssig. Kommt der Block in die Grube, so strahlen ihn die heißen Flächen der Mauern an und geben Wärme ab. Dadurch bewirken sie, daß das Abfließen der Wärme aus dem Inneren aufhört oder vermindert wird. Die Wärme wird aufgestaut, so daß schließlich Blockinneres und -äußeres gleichmäßig warm sind.

Auf diese Weise kann man mit vollem Recht von »Ausgleichgruben« sprechen. Der Name »Durchweichungsgruben« ist weniger gut. Er stellt die Übersetzung von »Soaking pits« dar und knüpft an das Bild an, das ein mit Wasser begossener und durchgearbeiteter Tonhaufen bietet. Das Wasser durchdringt ihn vollständig, es findet ein vollkommener Ausgleich statt.

Solche Ausgleichgruben wurden zuerst durch einen Vortrag ihres Erfinders Gjers 1882 bekannt, obwohl schon vorher die Rheinischen

Stahlwerke ausgemauerte Hauben über die Blöcke gestülpt hatten, um diese warm zu halten [1]). (Abb. 471—472.)

Gjers hat auch fahrbare Wärmkästen konstruiert, die aber in Deutschland nie angewendet sind.

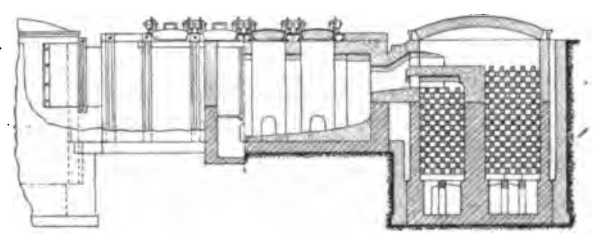


Abb. 473. Herdtiefofen von Laureau, mit Umschaltfeuerung und fahrbaren Deckeln. Es sind 2 Reihenzellen nebeneinander angeordnet, die aber durch Öffnungen in den Zwischenwänden miteinander in Verbindung stehen und eine gemeinsame seitliche Entschlackung haben. Stahl und Eisen, 1890, S. 18.

Die Benutzung solcher Gruben setzt einen regelmäßigen flotten Betrieb (Tag und Nacht) voraus, wie er beim Windfrischverfahren im allgemeinen besteht; jedoch dürfen die Pausen zwischen den Güssen nicht zu groß [2]) und das Blockgewicht nicht zu klein sein, und schließlich muß Stahlwerk und Walzwerk unmittelbar nebeneinander liegen.

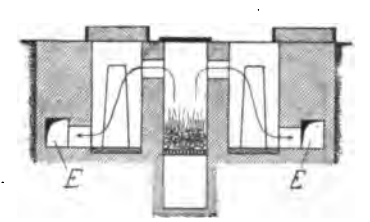


Abb. 474. Schematische Darstellung von mit Rostfeuerung geheizten Gruben. E = Essenkanal. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

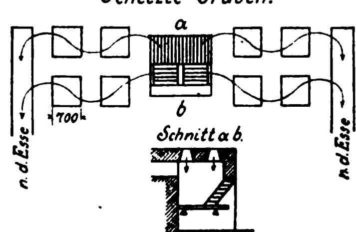


Abb. 475. Schematische Darstellung von geheizten Gruben mit Halbgasfeuerung und Schlangenführung der Feuergase, nach einer Reiseskizze des Verfassers.

Als geringste Tageserzeugung nannte Gjers 250 t und als geringstes Blockgewicht 0,5 t. Man überzeugte sich aber bald davon, daß diese Zahlen zu niedrig sind und nahm 300—400 t und ein Blockgewicht von mindestens 800—1000 kg an.

---

1) Vgl. Schruff (Literatur).

2) Riley (Literatur) nennt folgende Zeitspannen:

Gießen	14—15	Minuten
Abstehenlassen in der Blockform	20	»
» » » Gruben	50—55	»
Vorwalzen und Zerschneiden	5	»
Zusammen	89—95	Minuten

Ungefähr gleichzeitig waren in den Vereinigten Staaten geheizte Gruben eingeführt. Sie waren nichts weiter als unter der Hüttenflur angeordnete Wärmöfen für stehende Blöcke, die mit dem Kran eingesetzt wurden.

Man kann sie deshalb auch als »Tieföfen« bezeichnen. Wer sie erfunden hat, ist nicht ganz klar. Im Jahre 1890 erschien die Darstellung

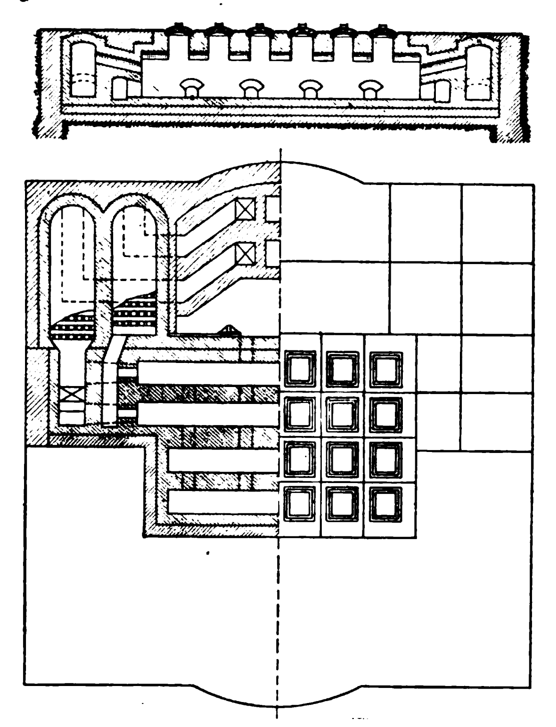


Abb. 476. Geheizte Gruben (Zellentieföfen) mit Umschaltfeuerung und liegenden Luft- und Gaskammern. (Stahl und Eisen.)

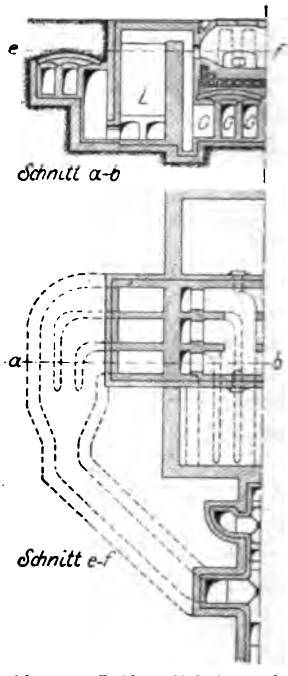


Abb. 477. Zellentiefofen mit Umschaltfeuerung. Luftkammern *L* seitlich, Gaskammern *G* unter dem Herde. Es sind 3 Zellen gebildet, die je 4 Blöcke fassen und miteinander durch Öffnungen in der Zwischenwand in Verbindung stehen. Die Entschlackung erfolgt in der Mitte nach beiden Seiten hin. Der Boden ist basisch und trägt Kühlkanäle. Leistung: 178 t ungleichmäßig warmer Blöcke in 12 Stunden, bei 1—2% Abbrand (bei kaltem Einsatz 2—2,5%). Stahl und Eisen, 1890, S. 72 nach Sattmann.

eines solchen mit Umschaltfeuerung geheizten Tiefofens von Laureau; anderseits spricht Howe von Hainsworthschen Gruben[1]). (Abb. 473.)

Solche Tieföfen haben mit den Ausgleichgruben an sich nichts zu tun; aber man kann das Heizgas abstellen, wenn die Blöcke heiß genug sind und die Gruben auf diese Weise auch als Ausgleichgruben betreiben.

---

[1]) Vgl. Literatur.

Die deutschen und amerikanischen Werke gingen unabhängig voneinander ihren Weg. Die letzteren verwendeten ausschließlich geheizte Gruben, die deutschen Werke taten dies nur im Notfall, wenn die Gruben des Montags oder infolge irgend einer Störung zu kalt geworden waren. Man vermied es möglichst, geheizte Gruben anzuwenden, einmal in Hinblick auf Brennstoff- und Abbrandersparnis und dann auch in Hinblick

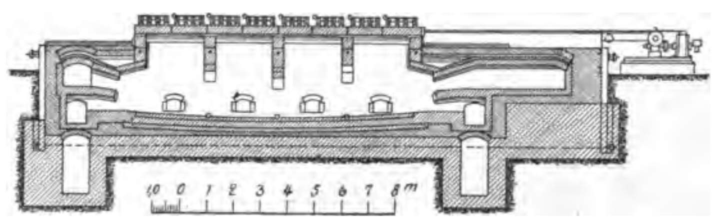


Abb. 478. Herdtiefofen für Brammen des Blechwalzwerkes in Rothe Erde. 12 solcher Zellen wärmen 140 t kalter Brammen und 230 t warmer Brammen in der Schicht. Die Heizung geschieht im Sinne einer Umschaltfeuerung ohne Gaskammern (Siemensfeuerung). Die Zellen messen bei der einen Gruppe 3650×2600, bei der anderen 2100×2500 mm. Die Entschlackung erfolgt seitlich. Stahl und Eisen, 1914, S. 985.

auf das Verbrennen der Blöcke, das in geheizten Gruben leichter vorkommen kann wie in Wärmöfen, weil sie sich schlechter überwachen lassen. In ungeheizten Gruben ist es überhaupt unmöglich. Nur vereinzelt wurde das amerikanische Verfahren eingeführt.

Diese Anschauung ist vorherrschend geblieben, nur machte sich im Laufe der Zeit ein größeres Bedürfnis nach geheizten Gruben geltend, das dazu führte, heute wenigstens ein Drittel der Gruben heizbar zu machen. Viele Werke sind sogar noch etwas weiter gegangen. Abgesehen davon gibt es heute regelrechte Tiefofenbetriebe, bei denen Blöcke und Brammen ohne jede Rücksicht auf die Gießzeit, warm oder kalt eingesetzt werden. So geschieht es auch in Deutschland, wenn es sich um Martinwerke handelt, bei denen sich Gießzeit und Pausen niemals dem Betriebsplan der ungeheizten Gruben anpassen lassen.

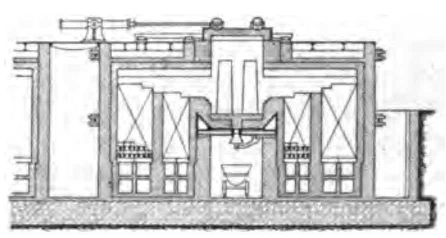


Abb. 479. Herdtiefofen der Wellman-Seaver-Gesellschaft mit Umschaltfeuerung. Der Ofen besitzt 4 einzelne Gruben, deren jede 4 Blöcke aufzunehmen vermag und mit eigenen Gas- und Luftkammern versehen ist. Es sind auf diese Weise je 4 Gas- und je 4 Luftellerventile auf jeder Seite nötig, außerdem 1 Umschaltventil für Gas und ein ebensolches für Luft. Der Schlackenstich ist senkrecht nach unten geführt. Stahl und Eisen, 1914, S. 616.

Daß man, wie oben gesagt, ein größeres Bedürfnis nach geheizten Gruben empfand, hatte verschiedene Ursachen:

Die wachsenden Erzeugungsmengen forderten jede nur mögliche Ausschaltung von Betriebsstörungen.

Es entstanden immer mehr Martinöfen, deren Erzeugung mit verarbeitet werden mußte.

Man erfuhr auch, daß Blöcke aus ungeheizten Gruben meist zu kalt waren, um sie unmittelbar zu Formeisen auswalzen zu können. Man mußte sich also bei ihnen auf das Auswalzen zu Halbzeug beschränken [1]).

Auch empfand man es als lästig, daß die zum Aufheizen verwendeten Blöcke erst wieder im Wärmofen warm gemacht werden mußten. Die höhere Walztemperatur bei geheizten Gruben wirkte vorteilhaft auf den Arbeitsverbrauch beim Walzen [2]).

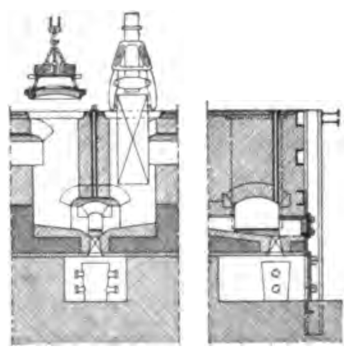


Abb. 480. Entschlackung geheizter Gruben nach unten. Die Gruben werden mit Halbgasfeuerung betrieben. Die Flamme durchstreicht 8 Gruben hintereinander, die in zwei Reihen angeordnet sind. Bei Verstopfung des Stiches hilft man durch Nachstoßen, durch das eingemauerte Rohr. Links Abheben des Deckels durch einen Magnetkran. Stahl und Eisen 1912, S. 1484.

Die Entschlackung ließ bei ungeheizten Gruben oft zu wünschen übrig, weil etwas zu kalt eingesetzte Blöcke den Schlackenstich zum Einfrieren bringen.

Durch die Heizung der Gruben wurde man unabhängiger von der Entfernung zwischen Stahlwerk und Walzwerk und der Entfernung zwischen Blockstraße und den Fertigstraßen.

Der Nachteil geheizter Gruben ist allerdings der, daß sie teurer in Anlage und Betrieb sind und, wie oben bereits gesagt, ein Überhitzen und Verbrennen der Blöcke möglich ist.

Das Ideal wäre, beides hintereinander anzuwenden, also die Blöcke zuerst in ungeheizten Gruben abstehen zu lassen und dann noch kurze Zeit nachher in geheizten Gruben, unmittelbar vor dem Walzen aufzuwärmen [3]).

Man legt die Gruben, geheizte und ungeheizte, in unmittelbare Nähe der Blockstraße und überwindet die Entfernung von der Gießhalle durch schnellfahrende Kräne oder durch fahrbare Blockformen wie wir sie beim Gießen des Flußeisens kennen gelernt haben.

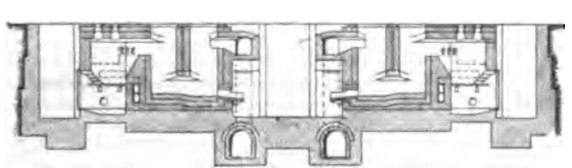


Abb. 481. Zellentiefofen mit Halbgasfeuerung bei kreisrunden Gruben, gebaut von Poetter in Düsseldorf. Stahl und Eisen, 1914, S. 618.

[1]) Nach Lantz erhielt man sonst rissiges Walzgut. Nach Daelen (Stahl und Eisen, 1896, S. 61) mußte man geheizte Gruben anwenden, wenn der Blockquerschnitt unter 300 × 300 herabging, und auch bei diesem Querschnitt konnte man ohne ihre Anwendung nicht auf Knüppel, Platinen und schwere I-Träger in einer Hitze auswalzen.

[2]) Nach der Hütte für Eisenhüttenleute werden

bei einer Walztemperatur von	1300°	90 ccm verdrängt
» » » »	1200°	45 » »
» » » »	1100°	30 » »

[3]) Vgl. Schruff.

Dadurch, daß überall bei Massenerzeugung schwere Blockwalzenstraßen eingeführt wurden, konnte man das Blockgewicht und

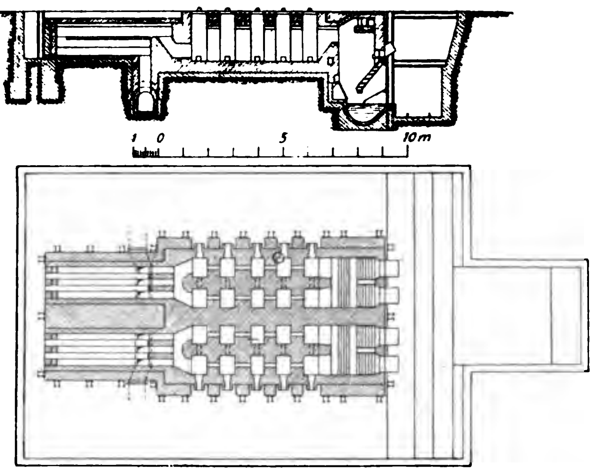


Abb. 482. Zellentiefofen von Huth und Röttger in Dortmund mit Halbgasfeuerung und Rekuperatoren. Die Feuergase ziehen nicht in Schlangenwindungen durch die Gruben, sondern benutzen Schlitze, die durch die ganze Länge der Zwischenwände geführt sind. Der Schlackenabfluß findet seitlich statt. Die Sekundärluft fließt an zwei Stellen ein, unmittelbar über dem Gaserzeuger und dann zwischen der dritten und vierten Querreihe. Bei warmem Einsatz werden 300—380 t Blöcke von 1,5—2,0 t, bei 1,5—2% Kohlenverbrauch und 1,2—1,8% Abbrand in 12 stündiger Schicht gewärmt. Bei kaltem Einsatz sind es 90—120 t, bei 7—8% Kohlenverbrauch und 3—3 1/2% Abbrand. Stahl und Eisen, 1914, S. 619.

auf diese Weise das Wirkungsgebiet der Gruben vergrößern und die Wärmöfen in den Hintergrund drängen.

Da, wo das Blockgewicht ausreichend ist, kommen die letzteren nur noch beim Auswalzen von Halbzeug und bei Sondererzeugnissen in Frage; abgesehen von Fällen, für die sie in Reserve stehen müssen, um gegen Betriebsstörungen gesichert zu sein.

Auch die Einführung der schnellfahrenden Stripper- und Einsetzkrane hat die Stellung der Gruben noch mehr gestärkt.

Ihr geringer Grundflächenbedarf kam ihnen auch zu Hilfe, auch in Anbetracht der dadurch verkürzten Entfernungen.

Bei den Tieföfen unterscheidet man Zellen- und Herdtieföfen. Die ersteren sind weiter nichts wie

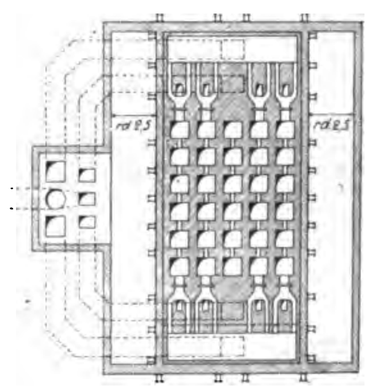


Abb. 483. Zellentiefofen, gebaut von Huth und Röttger in Dortmund, mit Umschaltfeuerung und 24 beheizten und 6 unbeheizten Zellen. Die Zellen sind untereinander durch lange Schlitze verbunden, so daß ein Auf- und Absteigen des Gasstroms nicht stattfindet. Bei warmem Einsatz werden 500—600 t Blöcke, von je 2,5—3,0 t, mit einem Kohlenverbrauch von 1—1,5% und 0,9—1,4% Abbrand in 24 Std. gewärmt. Bei kaltem Einsatz werden in den heizbaren Zellen 180—210 t Blöcke, bei 5—6% Kohle (6900 WE) und 2,5—3% Abbrand gewärmt. Stahl und Eisen, 1914, S. 617.

nebeneinanderliegende geheizte Gruben. Man muß allerdings, um mehrere Gruben durch **eine** Feuerung bedienen zu können, den Feuergasen dadurch den Weg frei machen, daß man Öffnungen in den Zwischenwänden anlegt. Bei den Herdtieföfen besteht ein freier, durch keine Zwischenwände unterbrochener Ofenraum, der mehrere Blöcke gleichzeitig faßt, z. B. alle gegossenen Blöcke einer Martinofenschmelze.



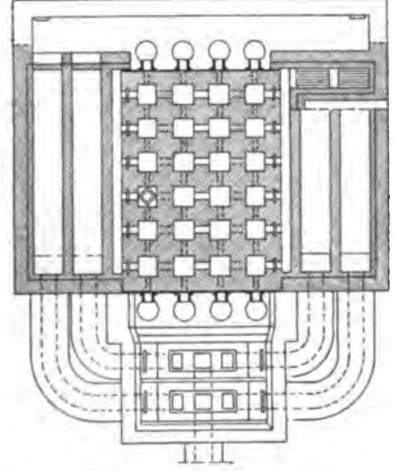


Abb. 484. Zellentiefofen mit Umschaltfeuerung für Hochofengas, gebaut von Lürmann in Berlin. Für die Vermischung von Gas und Luft ist ein Mischraum vorgesehen, der mit Kanälen an die Heizgruben angeschlossen ist. Diese werden durch Schieber eingestellt. Die Feuergase ziehen in Schlangenwindungen. Die Gruben können auch gruppenweise ungeheizt betrieben werden. Kalt eingesetzte schwere Blöcke werden in 3—4 Stunden walzwarm. Die Schlacke fließt auf dem dachförmig nach beiden Seiten geneigten Magnesitboden ab und wird in Kübeln aufgefangen. Stahl und Eisen, 1914, S. 616.

Beide Anordnungen haben ihre Vorteile und Nachteile.

Im allgemeinen wird man aber die Zellentieföfen immer anwenden, wo es irgendwie geht; denn die Zwischenwände speichern Wärme auf und hindern die Blöcke am Umfallen. Auch wird die Anordnung der Deckel einfacher. Sie lassen sich auch als ungeheizte Ausgleichgruben betreiben.

Bau und Betrieb der Gruben und Tieföfen.

Die Abbildungen und ihr Text geben den nötigen Einblick.

Der Spielraum zwischen Block- und Grubenwand wird möglichst klein gehalten[1]). Bei geheizten Gruben wählt man etwas größeren Abstand.

Der Querschnitt wird quadratisch gehalten; man hat aber auch kreisrunde und versuchsweise polygonale Gruben gebaut. Die ersteren sollen sich durch Vormauern eines neuen Futters leichter ausbessern lassen.

Um einen Anhalt zu geben, sei die Zahl der ungeheizten Gruben bei gemischtem Thomas- und Martinbetrieb für 1000 t Tageserzeugung genannt. Sie beträgt etwa 24 und 8 in Reserve. Dazu kommen dann noch mindestens 12 geheizte Gruben.

Die Sohle leidet außerordentlich unter dem Fressen der sehr eisenreichen Schlacke und dem Aufstoßen der schweren, oft unsanft

[1]) Gjers gab seitlich 3″ und oben 6″ Abstand. Diese Werte sind aber zu klein. Vgl. Abb. 472.

niedergelassenen Blöcke. Ersteres wird im Gegensatz zu Wärmöfen dadurch verstärkt, daß die ganze Menge des abfallenden Glühspans sich auf eine kleine Fläche konzentriert. Es besteht also immer ein Überschuß, der durch Inanspruchnahme des Sohlenbaustoffs seinen Ausgleich sucht (vgl.

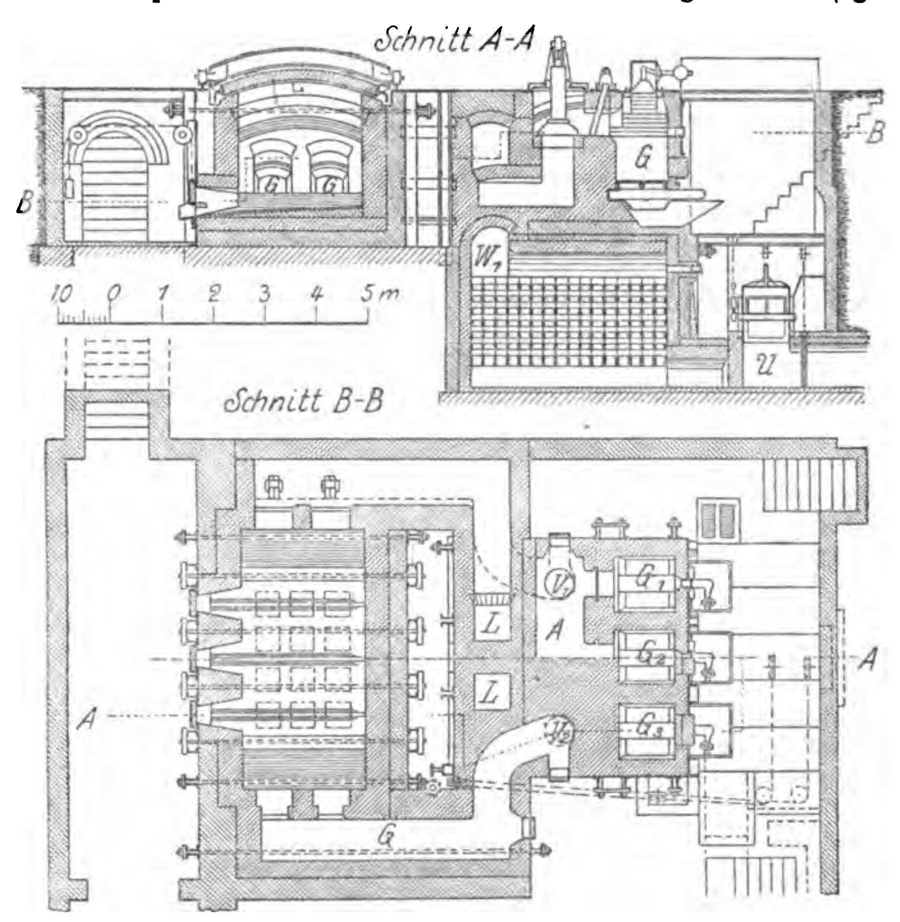


Abb. 485. Herdtiefofen von Friedrich Siemens mit Siemensfeuerung. G_1-G_3 = Gaserzeuger, deren Gas in einen Sammelraum fließt. Von hier aus gelangt es durch eins der beiden sandgedichteten Ventile V_1 und V_2 in den Herdraum; während die Luft in 2 Wärmespeichern W, die unter den Gaserzeugern liegen, vorgewärmt und durch U umgesteuert wird. Diese Öfen und Gaserzeuger sollen sich bei englischer Kohle ganz besonders gut bewährt haben. Stahl und Eisen, 1914, S. 613.

S. 687). Schweißsand einwerfen, hilft etwas; aber die Wirkung reicht nicht aus. Man muß für guten Schlackenabfluß sorgen. Daß dies bei ungeheizten Gruben schwer ist, wurde oben erwähnt. Bei geheizten Gruben gibt es seitliche und senkrechte Schlackenstichanordnungen, die die Abbild. erkennen lassen. Die letztere Anordnung scheint

bevorzugt zu werden [1]). Man ordnet auch statt des Tonstopfens einen Verschlußschieber an, darüber Kokslösche, darüber Sand.

Bei ungeheizten Gruben hat man nur seitlichen Schlackenabfluß. Ist dieser verstopft, so leidet die Haltbarkeit der ganzen Grube stark.

Bei stark fressender Schlacke stellt man die Sohle aus Magnesitziegeln her, sonst aus Quarzitschiefer. Auf einem niederrheinischen Werke traf der Verfasser eine 800 mm hohe Klebsandstampfung an, darunter eine Lage von Stampfmasse aus Chromeisenstein und Teer. Wird die Sohle schadhaft, werden Chamottebrocken eingeworfen und durch die Blöcke selbst festgestampft.

Für die Auskleidung der Deckel wählt man Schamottesteine, um dem Temperaturwechsel Widerstand zu leisten.

Die Heizung wird schon von Gjers Zeiten her durch Halbgasfeuerung bewirkt. Sie ist auch heute noch herrschend, hat allerdings

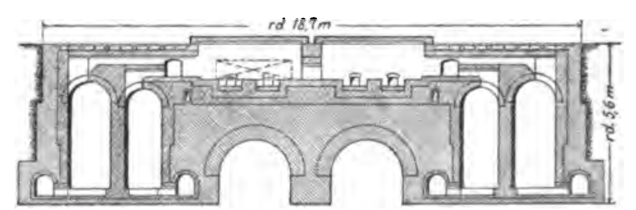


Abb. 486. Brammentiefofen von Poetter in Düsseldorf mit Umschaltfeuerung. Stahl und Eisen, 1914, S. 618.

den Nachteil, daß die Wärme schlecht ausgenutzt wird, auch wenn man die Feuergase durch mehrere Gruben hintereinander führt. Dies kann man ja noch weiter ausdehnen, so daß man bis zu 8 Blöcke mit einer Flamme heizt, muß aber dann die Blöcke umsetzen (Abb. 475).

Wendet man Umschaltfeuerung, mit und ohne Gaskammern an, so kann man eine sehr gleichmäßige hohe Temperatur im ganzen Raume erzeugen und das Umsetzen sparen. Bei Hochofengas ist diese oder eine Rekuperativfeuerung (selten) das einzig mögliche (Abb. 484).

Die Anwendung des letztgenannten Brennstoffs hat auf einigen Werken sehr große Fortschritte gemacht [2]). Auch ist bei seiner Anwendung die Gefahr der Entstehung zu hoher Temperatur geringer.

Umschaltfeuerung ist natürlich für Herdtieföfen besonders gut geeignet.

Zum Einsetzen und Ausziehen der Blöcke dienen heute nur noch besondere Einsetzkrane mit vom Führerstande aus gesteuerter Blockzange. Diese haben wir schon S. 250 kennen gelernt.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1684, ebenda 1912, S. 2137, ebenda 1913, S. 1143.

[2]) Ein Luxemburger Werk hatte vor Anwendung des Hochofengases und sonstiger Verbesserungen 250 kg Wärmekohle für 1 t Walzgut gebraucht und war nunmehr auf 10 kg angelangt. Solchen Einfluß hatte die Verbesserung der Wärmofenfeuerungen und Gruben gehabt.

Der Deckel wird dabei vorher von demselben Kran, entweder mit Hilfe eines Auslegers oder der Blockzange selbst abgehoben, oder dies besorgt ein besonderer leichterer Kran, auch bisweilen mit Hilfe eines Magneten.

Bei Herdtieföfen hat man fahrbare Deckel, die von einem Wasserdruckkolben bewegt werden.

Das Anheizen der Ausgleichgruben geschieht mit Kokskörben und Holzfeuer. Im regelrechten Betriebe werden über Sonntag die Deckel mit Kokslösche überschüttet, um alle Fugen abzudichten. Montags wird diese dann hineingefegt und im Notfalle mit etwas Holz nachgeholfen. Das eigentliche Anheizen geschieht dann mit heißen Blöcken, wie es oben beschrieben ist.

Im übrigen regelt sich der Betrieb durch die richtige Einstellung der Ausgleich- oder Wärmzeit, auf die sehr viel ankommt.

Ausgleich- und Wärmzeiten.

Sie sind naturgemäß verschieden. Gjers nannte Ausgleichzeiten von 20—30 Minuten. Riley 50 Minuten (jedenfalls bei Schienenblöcken).

Je größer das Blockgewicht und je härter das Material, um so länger die Ausgleichzeit[1]). Das erstere ist ohne weiteres verständlich, das letztere insofern, als bei hartem Material der Wärmeausgleich vollkommen durchgeführt werden muß, damit beim Walzen keine Risse entstehen, zu denen hier immer Neigung vorliegt.

Da im Laufe der Zeit das Blockgewicht gewachsen ist, ist mit ihm die Ausgleichzeit gestiegen.

Im allgemeinen wird man bei ungeheizten Gruben mit 1—1 ¹/₂ Stunden bei weichem und 1 ¹/₂—2 Stunden bei hartem Material (Schienen) rechnen können. Noch härteres Material erhält kleinere Blockgewichte, was verkürzend auf die Wärmdauer einwirkt.

Läßt man die Blöcke zu kurze Zeit in der Grube, so ist am Ende das Blockinnere noch flüssig oder halbflüssig, so daß es zum Aufblähen und Aufreißen unter der Blockwalze kommt. Bei verlängerter Zeit wird der Block zu kalt, so daß die Walze nur schwer oder überhaupt nicht mehr durchzieht, und gleichfalls die Gefahr des Reißens besteht. Als man versuchsweise auf einem niederrheinischen Werke die Ausgleichzeit

---

[1]) Lantz nennt bei ungeheizten Gruben 30 Minuten für Blöcke von 1000 kg und für solche von 2000 kg gleicher Beschaffenheit 50 Minuten.

Weiche Flußeisenblöcke von 2000 kg erforderten in geheizten Gruben 35—40 Minuten, harte bis zu 70 Minuten und mehr. Daelen rechnet bei Blöcken von 1500—2000 kg 20—40 Minuten.

Der Verfasser traf in einem niederrheinischen Werke bei ungeheizten Gruben Ausgleichzeiten von 1 Stunde bei weichem und 1¹/₄—1¹/₂ Stunden bei Schienenblöcken (4 t) an. In einem oberschlesischen Werk bei 3,5 t Blöcken 1—1¹/₂ Stunden und 2 Stunden.

von 1 Stunde auf 3 Stunden vergrößert hatte, war das Walzen einfach unmöglich. Immerhin hat man aber etwas Spielraum, der bei Störungen außerordentlich wertvoll ist.

Dies gilt in erhöhtem Maße bei geheizten Gruben, nur muß man sich hier vor Überhitzung und noch mehr vor dem Verbrennen schützen. Davon wird bei den Wärmöfen die Rede sein. Es gilt hier dasselbe; nur muß betont werden, daß hier die Überwachung schwerer ist.

Kommt eine Kranstörung vor, so ist es unter allen Umständen gut, sofort die Luft bei der Feuerung abzustellen, um einem Verbrennen, d. h. Sauerstoffaufnahme des Walzgutes vorzubeugen.

Da dies letztere außerordentlich schädlich ist, wird man gut tun, überhaupt mit schwach reduzierender Flamme oder wenigstens ohne Luftüberschuß zu arbeiten. Wie wir bei Wärmöfen kennen lernen werden, kann dieser Bedingung ohne Brennstoffvergeudung nur bei guter Vorwärmung der Verbrennungsluft genügt werden, was für die Umschaltfeuerung oder Rekuperativfeuerung spricht. Bemerkenswert ist eine Angabe von Lantz, derzufolge man kalte schwere Brammen erst in Gruben bei etwa 800° vorwärmte und erst dann in heißere Gruben brachte.

Über die Wärmzeiten in geheizten Gruben läßt sich nichts allgemeines sagen. Es kommt auf die Temperatur der Blöcke an. Einige Angaben sind in den Text der Abbildungen eingefügt.

Gegen Wochenende werden die Gruben wegen der Zerstörung der Sohle naturgemäß tiefer. Dies zwingt bei ungeheizten Gruben dazu die Ausgleichzeiten zu verlängern, was sich bisweilen störend geltend macht.

Kohlenverbrauch.

Wenn geheizte Gruben nur an den Montagen und im Notfalle herangezogen und sonst nur ungeheizte Gruben benutzt werden, kann man 15—25 kg Kohle für 1 t Walzgut rechnen.

Setzt man immer frisch gegossene Blöcke in die geheizten Gruben ein, so wird man mit 2½% Kohlenverbrauch rechnen können. Setzt man kalte, warme und heiße Blöcke im unregelmäßigen Wechsel ein, so kann man überhaupt keine Zahl nennen. Kalte Blöcke brauchen ebenso viel Brennstoff wie in Wärmöfen (vgl. den Text der Abb. 482 und 483). Daß die Wärme hier nicht so gut an die Umgebung ausstrahlen kann, wirkt günstig ein, aber die Wirkung ist nicht erheblich.

Abbrand.

Er ist bei geheizten Gruben infolge der höheren Temperatur größer. Dies gilt noch vielmehr, wenn kalte oder halbwarme Blöcke eingesetzt werden, weil dann die lange Wärmzeit ihren Einfluß geltend macht.

Bei ungeheizten Gruben gilt im allgemeinen 1%, bei geheizten, wenn immer frisch gegossene Blöcke eingesetzt werden 1½—1¾%. Dabei

entfällt aber ein Teil auf Transport und Walzen (etwa $^1/_2$ %), so daß $^1/_2$ % bei ungeheizten und bei geheizten Gruben 1—1 $^1/_4$ % verbleiben. Bei Rollöfen hat man dagegen 2 $^1/_2$—3 %.

Beim Arbeiten mit kalten Blöcken ergeben sich dieselben Werte wie bei Wärmöfen, also z. B. 2 $^1/_2$ % und bei langer Wärmdauer auch mehr, z. B. bei 8 Stunden 2,5—3 % (vgl. auch den Text der Abb. 482).

Die Abbrandfrage spielt bei den Selbstkosten eine große Rolle. Sie befürwortet bei Tieföfen ein kurzes, heißes Wärmen.

Die physikalischen und chemischen Vorgänge.

Gjers berichtete in seinem Vortrage [1]) von einem Versuch, den Stead ausgeführt hat, um den Wärmehaushalt der Ausgleichgruben zu klären.

Es wurde ein im Wärmofen walzgerecht gewärmter Block und dann ein eben zum Einsetzen in die Ausgleichgrube fertiger Block in ein Kalorimeter eingesetzt.

Die aufgenommenen Wärmemengen verhielten sich wie 100:154. Dies beweist, daß der Überschuß an Wärme im gegossenen Block sehr groß ist.

Pattinson [2]) untersuchte die Gase, die aus den Blöcken ausströmten.

	H:	N:	CO:	CO_2:	O:
Er fand A:	25 und 19 %	63 und 70 %	8 und 7 %	4 und 5 %	0 %
B:	83 %	5 %	13 %	0 %	—
C:	6 %	83 %	1 %	3 %	7 %

A bezieht sich auf die Gase, die aus der Grube, B auf die Gase, die während des Gießens aus einer oben geschlossenen Blockform ausströmten. C bezieht sich auf die in der Grube befindlichen Gase, nach Ausheben der Blöcke (vgl. auch unter Desoxydation S. 170).

Unmittelbar nach dem Gießen eingesetzte Blöcke zeigen ein Aufblähen, das sogar zum Aufplatzen führen kann.

Lantz erklärt dies damit, daß der flüssige Kern sich stärker strecke. Die Ursache dürfte aber wohl darin liegen, daß Gase in großer Menge vorhanden sind und die Kruste zu dünn und zu wenig widerstandsfähig ist, um dem Innendruck zu widerstehen.

Man erzielt auch Fehlergebnisse, wenn man Blöcke, die zu kurze Zeit in der Grube gewesen sind, auswalzt. Es ist dann noch flüssiges Eisen im Innern, das unter die erstarrte Kruste gepreßt wird und diese zum Aufplatzen bringt.

Der Vorgang ist dadurch beleuchtet, daß man Walzstäbe von Blöcken, die verschieden lange Zeit in der Grube gestanden hatten, zersägte und chemisch untersuchte, um den Seigerungserscheinungen nachzugehen.

---

1) Vgl. Literatur.

2) Stahl und Eisen, 1882, S. 499.

Wenn der Block[1]) (600 □ 4000 kg) eine Ausgleichdauer von

42 Minuten gehabt hatte: 0,12 % C in der Mitte, 0,28 % C am Rande
56 » » » : 0,11 » » » » » , 0,28 » » » »
76 » » » : 0,25 » » » » » , 0,28 » » » »

Ähnlich große Unterschiede ergaben sich bei P (0,021 und 0,039 %) und S (0,005 und 0,029 %), allerdings nicht bei Mn und Si.

Die Zeit war nicht ausreichend gewesen, um den Erstarrungsvorgang regelrecht verlaufen zu lassen.

Man sieht, daß die Bezeichnung »Ausgleichgruben« richtig gewählt ist.

Die Temperatur wird an einer Stelle (Julienhütte) mit 1300 bis 1350° bei geheizten Gruben gekennzeichnet.

Die Bildung und Zusammensetzung der Tiefofenschlacke stimmt mit der der Wärmofenschlacke überein.

Die Zusammensetzung solcher Schlacke, auf Magnesitboden entstanden, gibt Schruff[2]) wie folgt an:

	Fe_2O_3	FeO	SiO_2	MnO	P_2O_5	Al_2O_3	CaO	MgO	S
a	12,70	68,13	13,98	0,67	0,10	1,45	0,80	1,60	0,22
b	12,63	51,89	25,92	0,90	0,11	7,50	0,45	1,07	0,15

Bei a ist jeder Sandzusatz unterblieben, bei b ist Flußsand zugesetzt, was sich allerdings nicht bewährte[3]).

Der Schmelzpunkt der Schlacke a wurde bei 1170—1180°, der der Schlacke b bei 1120—1130° gefunden. Der Gesamteisengehalt betrug 61,88 und 49,20 %.

Über die Bildung der Schlacke siehe S. 686.

52. Schweißöfen und Wärmöfen.

A. Buchliteratur über Schweiß- und Wärmöfen.

Abgesehen von den Werken über Eisenhüttenkunde von Ledebur, Wedding, Dürre, Beckert-Brovot und den Lehrbüchern über Mechanische Technologie von Ledebur, Schimpke und Preger (Metallbearbeitung) sind zu nennen:

Ledebur. Die Gasfeuerungen. Leipzig bei Felix.
Toldt-Wilcke. Regenerativ-Gasöfen. Ebenda.
Peter. Die Abhitzekessel. Halle bei Knapp.
Fehland. Die Fabrikation des Eisen- und Stahldrahtes. Weimar bei Vogt.
Eisner. Die Herstellung von Siederohren. Doktorarbeit Charlottenburg 1913. Oldenburg bei Stalling.
Hütte. Taschenbuch für Eisenhüttenleute. Berlin, Ernst und Sohn.

---

1) Stahl und Eisen, 1912, S. 1363.
2) Stahl und Eisen, 1913, S. 1143.
3) Die Schlacke fraß das Magnesitmauerwerk stark an.

B. Zeitschriftenliteratur über Schweißöfen und Wärmöfen für Blöcke, Brammen und Knüppel.

Bildt. Schweißofenkonstruktionen. Stahl und Eisen, 1891, S. 558 und Tafeln. Es handelt sich um den Schweißofen von Stubblebine mit Unterwind und den Bildtschen Stoßofen für Blöcke mit wassergekühlten Gleitschienen.

Das neue Blechwalzwerk von Wellmann. Wärmofen mit Umschaltfeuerung und vorgezogenen Kammern. Stahl und Eisen, 1892, 732.

Morgan-Allanwärmöfen mit Gasfeuerung. Stahl und Eisen, 1906, S. 600.

Hollis. Der Weardale Wärmofen. Stahl und Eisen, 1897, S. 582.

Lantz. Über die Fortschritte in den Walzwerkseinrichtungen. Stahl und Eisen, 1898, S. 979. Brammenwärmofen. Rollofen (mittelbar und mit Gas geheizt), Stoßofen, Ofen mit Drehherd (Pietzka).

Max Meier. Über dasselbe Thema. Stahl und Eisen, 1898, S. 1017. Wärmöfen mit Umschaltfeuerung.

Morganwalzwerk für Draht. Stahl und Eisen, 1901, S. 1029. Wärmofen für lange Knüppel.

Daniels. Blockwärmofen für schräg gestellte Blöcke. Stahl und Eisen, 1902, S. 416.

Das Stahl- und Walzwerk Rendsburg. Stahl und Eisen 1902, S. 803. (Umschaltwärmofen für Brammen.)

Daelen. Fortschritte in deutschen Stahl- und Walzwerken. Stahl und Eisen, 1902, S. 984.

Moderne Walzwerksanlagen für Band- und Handelseisen in den Vereinigten Staaten. Stahl und Eisen, 1902, S. 1093. (Schweißöfen und Rekuperativgasöfen.)

Stapf. Gasschweiß- und Wärmöfen. Stahl und Eisen, 1903, S. 1378. Es sind Öfen mit Umschaltfeuerung.

Heck. Masutfeuerungen und ihre Anwendung. Wärmofen für Brammen.

Desgraz. Fortschritte im Bau von Gasöfen (Weardalefeuerung). Stahl und Eisen, 1905, S. 814.

Tafel. Gasofen und Halbgasofen. Stahl und Eisen, 1906, S. 134.

Blezinger. Neuere Erfahrungen in Feuerungsbetrieben. (Stoßofen mit Halbgasfeuerung.) Stahl und Eisen, 1906, S. 723.

Die neuen Walzwerksanlagen der Westfälischen Stahlwerke (Knüppelnachwärmöfen mit Halbgasfeuerung). Stahl und Eisen, 1909, S. 769.

Dichmann. Die Schlacke in Wärm- und Schweißöfen. Stahl und Eisen, 1911, S. 752.

Grum Grzimailo. Berechnung von Flammöfen. Stahl und Eisen, 1911, S. 2000.

Philips. Untersuchungen an Wärmöfen. Stahl und Eisen, 1912, S. 13.

Hausenfelder. Teerölverwertung bei Schweiß- und Wärmöfen. Stahl und Eisen, 1912, S. 773 und S. 1026.

Peter. Verwertung der heißen Abgase von Flammöfen zur Dampferzeugung. Stahl und Eisen, 1912, S. 811 und 937.

Versuche an einem Stoßofen Bauart Kröll. Stahl und Eisen, 1912, S. 951.

Friedrich Siemens. Ein neuer Regenerativgasstoßofen mit Hufeisen und Abzweigflamme. Stahl und Eisen, 1912, S. 1519.

Wärmofen der kontinuierlichen Drahtstraße in Eschweiler. Stahl und Eisen, 1912, S. 1359.

Houbaer. Die Verwendung von Hochofengas und Koksofengas auf Hüttenwerken. Stahl und Eisen, 1913, S. 1925, 2016. (Wärmofen mit Koksofengas und Hochofengas.)

Ellinger. Verwendung der Hochofengase und Koksofengase in anderen Betrieben. Stahl und Eisen, 1913, S. 2066. (Wärmöfen in Georgs-Marienhütte genannt.)

Andries. Über Teerölfeuerung. Stahl und Eisen, 1914, S. 250.

Aus dem Aufsatz: Über den heutigen Stand der Wärm- und Glühöfen. (Stahl und Eisen, 1914, I und II) beginnend S. 609, sind zu nennen:

Öfen für Schmiedeblöcke und schwere Blöcke, S. 787.

Stoß- und Rollöfen S. 873, 1001, 1119, 1595. Vgl. auch unter C und D.

C. Literatur über Schweißöfen und Wärmöfen für Sonderzwecke (Schmiedeblöcke, Platinen und Bleche, Panzerplatten, Radreifen, Rohre).

Wärmöfen für Platinen, hinter Frischherden eingebaut. (Fortschritte in der Feinblechfabrikation.) Stahl und Eisen, 1890, S. 773.
Immelscher Platinen- und Blechglühofen. Stahl und Eisen, 1896, S. 666.
Heck. Masutfeuerung. Stahl und Eisen, 1904, S. 1430. Öfen für verschiedene Zwecke (Schaufeln, Gabeln usw.).
Steck. Eisenbahnradreifen und -achsen. Rollöfen für Radreifen, mit Kohle und Gas gefeuert. Stahl und Eisen, 1905, S. 454.
Bousse. Gasrohrschweißöfen. Stahl und Eisen, 1906, S. 602 und ebenda 1906, S. 1313.
Clement. Über Weißblecherzeugung (Platinenwärmofen). Stahl und Eisen, 1910, S. 1152.
Kontinuierlicher Wärmofen für Nietenherstellung. Stahl und Eisen, 1912, S. 198.
Platinenofen. Stahl und Eisen, 1912, S. 667.
Hausenfelder. Teerölfeuerung bei Radscheibenöfen. Stahl und Eisen, 1912, S. 772.
Schmiedeofen mit Halbgasfeuerung. Zeitschr. d. Ing., 1912, S. 905.
Krämer. Moderne Gesichtspunkte im Bau von Feinblechwalzwerken. (Anordnung der Öfen. Auch kontinuierlicher Betrieb.) Stahl und Eisen, 1913, S. 1775.
Eisner. Das moderne Siederohrwalzwerk. Stahl und Eisen, 1914, S. 95. (Siederohrschweißofen.)
Aus dem Aufsatz: Über den heutigen Stand der Wärm- und Glühöfen. Stahl und Eisen, 1914, beginnend S. 609, sind zu nennen:
- Wärmöfen für Schmiedestücke und -blöcke. S. 787.
- Wärmöfen für Radreifen. S. 1603.
- Rohrwärmöfen. S. 1629.
- Öfen für Dampfkesselböden. S. 1631.
- Öfen für Bleche. S. 1632.
- Öfen für Platinen. S. 1633.

Wärmofen des Wellrohrwalzwerks in Düsseldorf-Eller. Stahl und Eisen, 1914, S. 1330. Vgl. auch unter D.

D. Literatur über Einsetz- und Ausziehvorrichtungen (chronologisch geordnet).

Von Hand bediente Einsetz- und Ausziehmaschine auf den Cambriaworks. Stahl und Eisen, 1891, S. 307.
Einsetzvorrichtung von Bildt. Ebenda, 1891, S. 559 und Tafel XIV und XV. Hier erscheint eine Rutschbahn mit wassergekühlten Rohren und ein hydraulischer Blockdrücker, dessen Zylinder auch den Block hebt und auf die Bank vor der Einsatztür legt und deren Klappe öffnet.
Fahrbare Einsetz- und Ausziehmaschine für schwere Brammen von Wellman, mit Druckluft betrieben. Stahl und Eisen, 1892, S. 733.
Einsetzvorrichtung mit Hebelschwinge von Morgan-Allan. Stahl und Eisen, 1896, S. 600.
Vortrag von Lantz. Stahl und Eisen, 1898, S. 977.
- Einsetzvorrichtung mit Kipplatte.
- Einsetzvorrichtung mit schwingender Rollenbahn.
- Einsetzvorrichtung mit Blockdrücker und selbsttätigem Austrag auf einen Rollgang (kontinuierlicher Wärmofen von Laughlin-Reuleaux).

Vortrag von Max Meier. Stahl und Eisen, 1898, S. 1017. Einsetzmaschine mit Stößel, am Laufkran hängend, elektrisch betrieben. Das Ausziehen erfolgt mit derselben Vorrichtung durch Anhängen einer Kette mit Zange.

Elektrisch betriebene Einsetzmaschine, auf einem Wagen von Lauchhammer. Stahl und Eisen, 1901, S. 125.
Wärmofen für das kontinuierliche Drahtwalzwerk von Morgan. Stahl und Eisen, 1901, S. 1029.
Wärmofen für schräg stehende Blöcke von Daniels. Das Einsetzen geschieht durch einen Blockdrücker, das Ausziehen mit dem Laufkran. Der Block lehnt sich gegen die Ofenwände. Es sind daselbst Kühlrohre vorgesehen. Stahl und Eisen, 1902, S. 416.
Ausführungen der Duisburger Maschinenbau A.-G. Stahl und Eisen, 1903, S. 1065.
Elektrisch und hydraulisch betriebene Einsetz- und Ausziehkräne und Maschinen.
Blockeinsetzmaschine von Lauchhammer. Stahl und Eisen, 1904, S. 642.
Ausführungen der Maschinenfabrik Stuckenholz. Stahl und Eisen, 1904, S. 1044.
Transportwagen mit schwenkbarer Plattform und Blockdrücker für schwere Brammen. Einsetzmaschinen am Laufkran hängend.
Stoßofen mit besonders angeordneten Rutschrohren von Blezinger. Stahl und Eisen, 1906, S. 731.
Einsetzmaschinen der Duisburger Maschinenfabrik. Stahl und Eisen, 1903, S. 1004 u. f.
Stauber. Hebe- und Transportmittel in Stahl- und Walzwerkbetrieben. Stahl und Eisen, 1907, S. 965 und 1088 u. a. hydraulisch und elektrisch getriebene Blockdrücker, Blockzubringer, Blockeinsetzkräne, Blockeinsetzwagen, Blockauszieher, Packeteinsetzkran (vgl. die genannte Quelle, S. 1014 u. f.).
Die neuen Walzwerksanlagen der Westfälischen Stahlwerke in Bochum. Stahl und Eisen, 1909, S. 769. Blockdrücker und Blockgreifer, Einsetzvorrichtung für Knüppel.
Einsetzvorrichtung des Wärmofens für die kontinuierliche Stabstraße bei Jones und Laughlin in Pittsburg, mit Naturgas geheizt. Stahl und Eisen, 1912, S. 1690.
Einsetzvorrichtung der kontinuierlichen Stabstraße in Eschweiler. Stahl und Eisen, 1912, S. 1357.
Vgl. auch den Aufsatz in Stahl und Eisen, 1914. Über den heutigen Stand der Glüh- und Wärmöfen. Ebenda S. 609, 787, 873, 1001, 1119, 1595, 1629, 1687, 1736, 1820.
Blockgreifer mit verankertem Kopf der Demag. Stahl und Eisen, 1914, S. 332.

Allgemeines.

Um dem Eisen Schmiede- oder Walzhitze zu geben, wendet man im Eisenhüttenbetriebe seit der Zeit der Erfindung der Puddelöfen Öfen an. Von diesen soll hier die Rede sein. Schmiede- und Schweißfeuer bleiben also außerhalb der Betrachtung. Dasselbe gilt von Glüh- und Härteöfen, deren Temperatur viel niedriger ist. Sie sind in besonderen Kapiteln vorher behandelt.

Man muß von vornherein zwischen Schweiß- und Wärmöfen unterscheiden. Die ersteren sind dazu bestimmt, die nötige Schweißhitze zu geben. Dies kann bei Schweiß- und bei Flußeisen geschehen. In dieser Richtung werden wir auch bei letzterem Rohrschweißöfen kennen lernen. Mit dem einfachen Worte »Schweißofen« verbindet man allerdings einen ganz bestimmten Begriff, den wir zunächst unserer Betrachtung zugrunde legen wollen:

Sie sind Bestandteil der Frisch- und Puddelhütten und als solche dazu bestimmt, den zu Paketen gebündelten Rohschienen- und Alteisenstäben aus Schweißeisen die nötige Schweißhitze zu geben. Diese genügt auch für den Schmiede- und Walzvorgang.

Im Gegensatz dazu sind Wärmöfen nur für Flußeisen bestimmt. Dies erfordert eine geringere Temperatur; ja es ist sogar die Hitze der Schweißöfen seiner Beschaffenheit nachteilig.

Allerdings wird häufig nicht so streng geschieden. Man findet auch die Bezeichnung »Schweißöfen« absichtlich bei Flußeisen angewandt, um eine höhere Temperatur zu kennzeichnen. Auch werden vielfach dieselben Öfen wechselweise für Schweißeisen und Flußeisen gebraucht. In den ersten Zeiten der Flußeisenerzeugung war dies sogar ganz allgemein.

Schweißöfen. (Vgl. auch Kap. 7.)

Es muß hier etwas weiter ausgeholt werden, um die Notwendigkeit des Packettierens bei Schweißeisen zu kennzeichnen:

Die unter dem Hammer oder der Luppenwalze ausgereckten Stäbe (Rohschienen) sind nicht handelsfähig, weil sie noch viel Schlackeneinschlüsse enthalten, und ihre Kanten beim Auspressen der Schlacke aufgerissen sind. Man bricht sie deshalb und bündelt sie zu Packeten zusammen, die zusammen mit Schweißsand in den Schweißofen eingesetzt werden. Hier wird die dünnflüssige Schweißschlacke gebildet, die anhaftenden Rost und Glühspan und auch die in den Kantenrissen zurückgebliebene Schlacke auflöst. So entstehen die zur Schweißung notwendigen metallisch reinen Flächen.

Bei diesem Arbeitsverfahren erzielt man Vorteile in verschiedener Richtung: Zunächst besteht genau wie beim Raffinieren und Gärben eine Sicherung für den Fall, daß der eine oder andere Stab eine Fehlstelle oder eine fehlerhafte chemische Zusammensetzung besitzt. Dies ist gerade in Hinblick auf das Puddelverfahren sehr wichtig, weil die Überwachung viel schwieriger wie bei der Flußeisenerzeugung, und man in viel größerem Umfange auf die Sorgfalt der Arbeiter angewiesen ist.

Man kann die einzelnen Stäbe brechen, fehlerhafte ausschließen und nach dem Bruche sortieren.

Man kann sich der Beanspruchung des Fertigerzeugnisses anpassen und z. B. den Kopf einer Schiene aus Grobkorn, den Fuß aus Sehne herstellen.

Man kann Alteisen in großem Maßstabe verwerten und sogar Späne und Abfall in den im Inneren des Pakets freigelassenen Hohlraum einschaufeln.

Man kann das Packet genau berechnen. Sein Querschnitt wird dem ersten Kaliber und sein Gewicht der Länge des Walzstabes angepaßt, indem man für Abbrand und Walzenden Zuschlag gibt.

Durch das Walzen wird das unter dem Dampfhammer und der Luppenstraße begonnene Auspressen der Puddelschlacke fortgesetzt; aber unter der Maßgabe, daß die überall das Packet durchdringende dünnflüssige Schweißschlacke einwirkt. Die zurückgebliebene Puddelschlacke

wird auf diese Weise gelöst und ausgepreßt. Die Risse schließen sich unter Zusammenschweißen der Ränder, und so entsteht ein brauchbares Handelserzeugnis.

Das Packettieren ist eine besondere Kunst, die heute nur noch wenigen Walzwerkern aus eigener Erfahrung bekannt ist.

Da der Walzdruck an verschiedenen Stellen des Querschnitts verschieden ist, ist es nicht gleichgültig, wie man die Stäbe verteilt. Meist besteht die Aufgabe möglichst viel Alteisen einzupackettieren, ohne daß die Sicherheit und das Aussehen leidet. Da es meist fragwürdiger Beschaffenheit ist, muß man ein Gerippe aus zuverlässigen Rohschienen geben. Stahl schweißt schlechter und muß besonders sorgfältig und dicht packettiert werden.

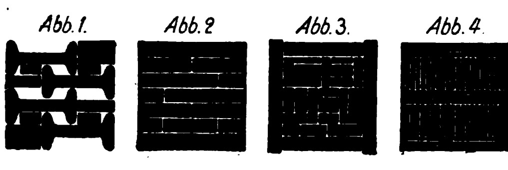


Abb. 487. Schematische Darstellung von Packeten. Abb. 2 stellt »flachliegende« Packetierung, Abb. 4 eine Packetierung auf »Sturz« dar.

Abb. 488. Packet für kleine Profile aus Flußeisenstäben, das an den 4 Ecken durch Luppeneisen (schraffiert) gegen Unsauberwerden der Kanten gesichert ist. Nach Wintrich, Stahl und Eisen, 1915, S. 1217.

Besonders schwierig gestaltet sich die Erzeugung von großen Kesselblechen und Panzerplatten aus Schweißeisen, die heute ausgestorben ist. Dabei spielen die Ausdrücke »Auf Sturz« und »Flachliegend« packettieren eine große Rolle (Abb. 487). Ebenso die Technik der Deckplatten.

In modernen Schweißeisenwerken wird es sich immer nur um Packete kleineren Querschnitts handeln, und es wird immer die Aufgabe bestehen, Walzenden und Schrottstücke aus Flußeisen einzupackettieren. Auch hierzu ist besondere Erfahrung nötig. Der Leser, der heute noch in diese Gebiete eindringen muß, sei auf die hierunter genannten Literaturstellen verwiesen [1]).

Abb. 489. Packet aus Flußeisen und Schweißeisen für Hilfsche Langschwellen. An den Stellen, wo ein Aufreißen der Kanten beim Walzen befürchtet wird, sind Luppeneisenstäbe (schraffiert) eingelegt. Nach Wintrich, Stahl und Eisen, 1915, S. 1217.

---

[1]) Abgesehen von der Buchliteratur sind zu nennen:

Die Herstellung von Panzerplatten aus dem Puddelofen in Dillingen. Stahl und Eisen, 1882, S. 60.

Brink, Panzerplatten in Sheffield. Stahl und Eisen, 1885, S. 61.

Blechpuddeln in England. Stahl und Eisen, 1885, S. 26.

Wintrich, Packettierverfahren der Burbacher Hütte. Stahl und Eisen, 1915, S. 1217.

Die Geschichte des Schweißofens geht untrennbar mit der des Puddelofens zusammen. Es ist nur nachzutragen, daß die Erfindung der Gasfeuerung für ihn von noch größerer Bedeutung war.

Die Siemens'sche Umschaltfeuerung erzielte ihre ersten Erfolge im Eisenhüttenwesen gerade auf diesem Gebiet (vgl. beim Martinofen).

Die Halbgasfeuerungen von Boëtius und Bicheroux sind gerade für Schweißöfen Ende der Sechziger Jahre erfunden [1]). Namentlich die letztere bürgerte sich sehr schnell im Laufe der Siebziger Jahre ein.

Die Siemens'sche Umschaltfeuerung fand bei großen Packeten deshalb besonders günstige Aufnahme, weil hier die unmittelbare Feuerung mit Kohle versagte. (Abb. 493.)

Sehr bald lernte man auch mit Hilfe der Schweißöfen große Mengen von Alteisen aufzuarbeiten. Dies geschah schon zu Beginn des vorigen Jahrhunderts [2]). Vielleicht sind die Cort'schen Puddelöfen mit Sandsohle in den meisten Fällen nichts weiter als Schweißöfen gewesen (vgl. S. 30).

Die Verwendung der Abhitze zur Dampferzeugung wird bereits seit 1830 erwähnt [3]). Sie geschieht in gleicher Weise wie bei Puddelöfen.

Ein gewöhnlicher Schweißofen für gewöhnliches Handelseisen mit Kohlenfeuerung wird durch Abb. 490 und ihren Text gekennzeichnet [4]). Die Herdsohle wird aus tonhaltigem Sand aufgestampft und eingefrittet. Gewölbe und Wände werden aus feuerfesten Steinen von »Schweißofenqualität« aufgemauert.

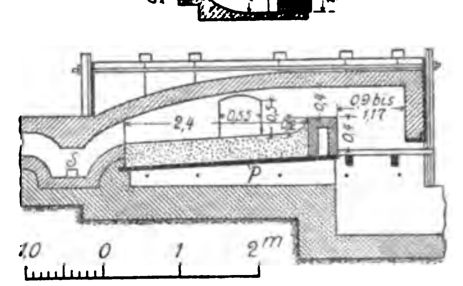


Abb. 490. Skizze eines Schweißofens für gew. Handelseisen mit Steinkohlenfeuerung.
Einsatz = 5 Packete zu 200 kg = 1000 kg (Höchstleistung).
Dauer einer Hitze = 1,5 Stunden.
Leistung in 24 Stunden = 16 t.
Steinkohlenverbrauch in 24 Stunden = 70% des Einsatzes = 11,2 t.
Herdfläche (4,5—6,5 qm für 1 t) = $\frac{16}{5,3}$ = 3 qm.
Herdlänge = 2,4 m.
Durchschnittliche Herdbreite = $\frac{3,0}{2,4}$ = 1,25 m.
Rostbreite = 1,20 m.
Rostfläche (25 qcm für 1 kg stündlich verbrannte Kohle) = 1,12 qm.
Rostlänge = $\frac{1,12}{1,2}$ = 0,93 m.
Höhe des Gewölbes über Feuerbrückenoberkante = 0,4 m.
Feuerbrückenoberkante über Herdsohle = 0,2 m (der Wert wird zwischen 0,1 und 0,4 m bemessen. Ersterer wirkt auf schnelle Erhitzung, aber auch auf starken Abbrand, letzterer wird bei Stahl und Feinkorn gegeben).
Feuerbrückenoberkante über Rost = 0,35—0,4 m (bei Unterwind auch bis 0,7 m).
Neigung des Herdes: 6 cm auf 1 m.
Türöffnung = 0,55 × 0,50. (Die Maße sind sehr verschieden und richten sich nach den Querschnitten der Packete.)
Fuchs = 0,4 × 0,4 m.
Die gemauerte Feuerbrücke hat einen Kühlkanal, S = Schlackenloch, P = gußeiserne Herdplatten.
Im übrigen sei auf die Konstruktion des Puddelofens verwiesen. (Aus den Übungen im Entwerfen des Verfassers.)

1) Beck V, S. 111.
2) Beck IV, S. 121.
3) Beck IV, S. 270. Der Leser findet daselbst eine Abbildung.
4) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1891, S. 623 über Siegerländer Schweißöfen.

Nach Wedding ist bei gewöhnlichem Handelseisen der Herd 2,5—2,8 m lang, 1,5—1,6 m breit, die Höhe des Gewölbes über der Sohle 0,5—0,8 m. Bei Drahteisen gibt man eine Herdfläche von 3,5 × 2,0 m, für Trägerpackete bis 3,1 m lang und 1,8 m breit[1]).

Einen Ofen für Drahterzeugung aus Schweißeisen zeigt Abb. 491.

Wasserkühlung ist nicht gebräuchlich. Es genügt die Kühlung der Feuerbrücke durch einen Luftkanal.

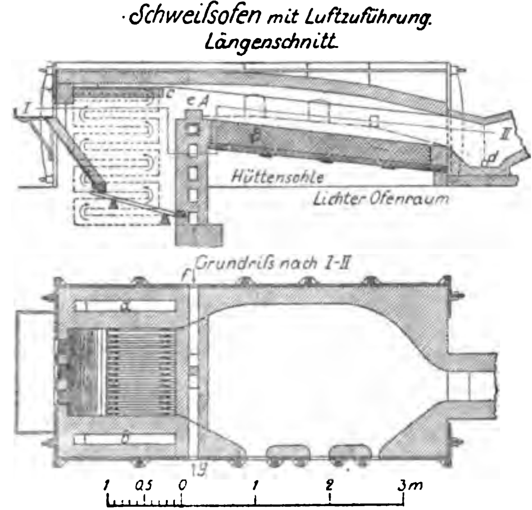


Abb. 491. **Schweißofen für Drahtfabrikation mit Boëtiusfeuerung.** Die Sekundärluft tritt unterhalb der Feuerbrücke beiderseitig bei *f* und *g* oben ein, geht in Schlangenwindungen nach unten, um in den Seitenwänden des Feuerraums wieder aufzusteigen (*a* und *b*) und oberhalb *c* auszutreten. *d* = Schlackenloch. Hinter dem Ofen ist ein Dampfkessel eingebaut.

Diese einfachen Konstruktionen erfuhren Verbesserungen dadurch, daß man Halbgasfeuerung anwandte. Die Anordnungen von Boëtius und Bicheroux sind durch die Abb. 491 und 492 gekennzeichnet. Beide stimmen im Wesentlichen überein; nur bewirkte Bicheroux eine stärkere Vorwärmung der Sekundärluft unterhalb des Herdes und wandte Gebläsewind (als Oberwind) an. Er erzielte bessere Ergebnisse wie Boëtius. Durch die Anwendung der Halbgasfeuerung konnte man namentlich bei Unterwind geringwertige Kohle benutzen[2]) und auch größere Herdflächen bedienen. Auch bei diesen Anordnungen baute man Dampfkessel ein, um die Abhitze zu verwerten.

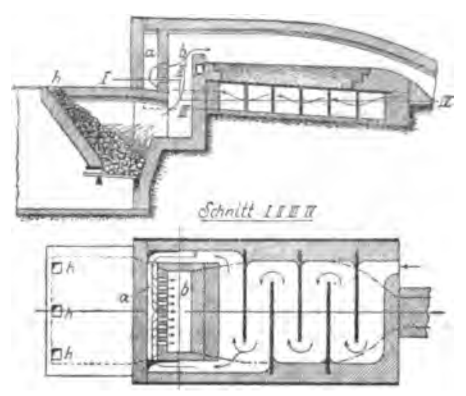


Abb. 492. **Schweißofen mit Halbgasfeuerung nach Bicheroux.** Die Sekundärluft wird unter dem Herde, dann in *a* vorgewärmt, um sich im Raume *b* mit dem Gas zu mischen.

Es ist noch der Drehofen von Pietzka mit unmittelbar

[1]) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1891, S. 623.

[2]) Auch Grieskohle und gasärmere Kohle, nur keine Staubkohle.

angebauten Gaserzeugern und einem Rekuperator zu nennen, der bis auf das Herdfutter mit dem Puddelofen desselben Erfinders (vgl. S. 43) übereinstimmt. Diese Öfen waren in Wittkowitz mit gutem Erfolg in Betrieb und

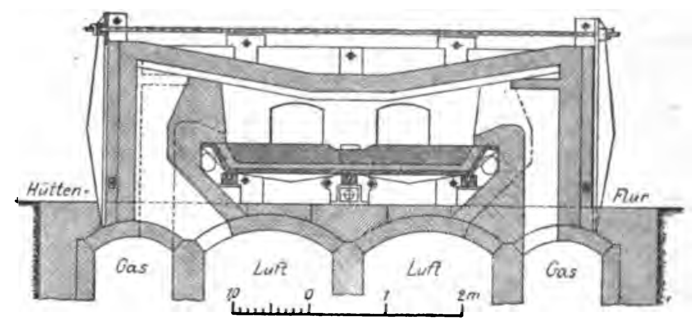


Abb. 493. Schweißofen mit Umschaltfeuerung aus dem Beginn der Achtziger Jahre.

leisteten bei sehr schweren Packeten (z. B. für Panzerplattten) deshalb sehr gute Dienste, weil man das Einsetzen und Ausziehen nach Schwenkung des Herdes um 90° leicht bewerkstelligen konnte [1]).

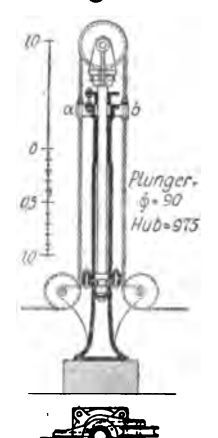


Abb. 494. Doppelter Hydraulischer Packetzieher zum Ziehen von Packeten und Blöcken. Wasserdruck = 20 Atm. Hub = 975 mm. Die Kette wird entweder in *a* oder *b* festgelegt. Vgl. Stahl und Eisen, 1898, S. 994.

Die Umschaltfeuerung von Siemens wandte man nur selten an. Sie stellte sich zu teuer, weil man im Gegensatz zum Martinofen nicht auf Erreichung der höchsten Temperatur angewiesen ist. Man suchte nach Vereinfachungen und hatte auch Erfolg, wie wir bei den Wärmöfen hören werden.

Das Arbeitsverfahren bei Schweißöfen wird dadurch gekennzeichnet, daß der Ofen schnell hintereinander besetzt und dann ebenso schnell hintereinander leer gearbeitet wird. So macht man 9—24 Hitzen(je nach der Größe der Packete) in 24 Stunden und erzeugt etwa 12—16 t, und bei gasgeheizten Öfen 20—24 t in 24 Stunden, bei einem Abbrande von 9—17 % (im Durchschnitt etwa 12 %) und einem Verbrauch von 60—80 kg Steinkohle für 100 kg fertiges Walzeisen, bei unmittelbarer Feuerung, der aber bei Halbgas- und Gasfeuerung bis unter die Hälfte zurückgehen kann.

Man muß auf etwa 3 Puddelöfen 1 Schweißofen rechnen und diese Öfen in unmittelbarer Nähe der Walzenstraßen aufstellen [2]).

[1]) Vgl. den Vortrag von Lantz, Stahl und Eisen, 1898, S. 979.

[2]) Jede Walzenstraße erhält die ihrer Erzeugungsmenge zukommenden Schweißöfen, z. B. 1—2 bei Draht, 2 bei Feineisen, 3 bei Mitteleisen, 3—4 bei Grobeisen, 4 bei Feinblech, 4 bei Grobblechen.

Die Packete werden gewendet, um oben und unten gleichmäßig gewärmt zu werden.

Mechanische Einsetz- und Ausziehvorrichtungen kannte man damals nicht; abgesehen von mit Hand bedienten Plattformwagen, Laufrollen und mit Dampf- oder Wasserdruck betätigten Kettenzügen (Packet- oder Blockzieher) Abb. 494.

Das Ofengewölbe hielt man im Sinne der Abb. 490 niedrig, wohl in Anlehnung an die Puddelöfen, obwohl auch höher gewölbte Öfen bekannt waren [1]), die zweifellos eine bessere Wärmeausnutzung ergaben.

Die Schweißofenschlacke, deren Menge beträchtlich ist und z. B. 17% beträgt, fließt in Kasten und wird dem Hochofen übergeben. Ihre Zusammensetzung ist S. 687 gekennzeichnet.

Wärmöfen für Flußeisen.

Als die Flußeisenverfahren aufkamen, fanden sie den eben gekennzeichneten Zustand vor und benutzten dieselben Öfen; nur, wie gesagt, bei geringerer Temperatur. Infolge dessen hatte ein Ofen beim Übergang von Schweißeisenpacketen zu Flußeisenblöcken gleicher Abmessung eine Mehrleistung von 50% [2]) und mehr und verbrauchte viel weniger Kohle für 1 t; auch war der Abbrand viel geringer, weil die Schweißschlacke, die sehr viel Eisen aufnahm, fortfiel und die Zeit der Einwirkung des Luftsauerstoffs abgekürzt wurde.

Inzwischen waren im Laufe der neunziger Jahre die wirtschaftlichen Verhältnisse ganz andere geworden. Die Werke mußten ihre Erzeugungsmengen stark vergrößern, unter gleichzeitiger Verminderung der Löhne und der Brennstoffkosten. Man setzte größeres Anlagekapital ein, um diesen Gesichtspunkten gerecht zu werden. Dies führte auch hier zu tief einschneidenden Verbesserungen, die aber fast ausschließlich den Wärmöfen für Flußeisen zugute kamen; denn das Puddelverfahren ging mit raschen Schritten seinem Ende entgegen. Da wo es noch bestand, mußte man in denselben Öfen auch Flußeisenblöcke wärmen.

Bauliche Entwickelung der Wärmöfen.

Um die Verbesserungen zu kennzeichnen, sei darauf verwiesen, daß Ausgleichgruben und Tieföfen in einem besonderen Kapitel behandelt sind. Abgesehen davon soll die Darstellung zunächst nur Blöcke, Brammen und Knüppel berücksichtigen und alles andere unter der Überschrift: Öfen für Sonderzwecke bringen.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1891, S. 558 und Tafeln. Schweißofen von Stubblebine. Vgl. auch ebenda 1902, S. 1096 nach amerikanischer Quelle.

[2]) Vgl. S. 685 u. f.



Die angedeuteten Verbesserungen schränkten in erster Linie die Handarbeit durch Einführung mechanischer Beschickungs- und Ausziehvorrichtungen ein und erzielten gleichzeitig eine erhebliche Steigerung der Erzeugungsmengen.

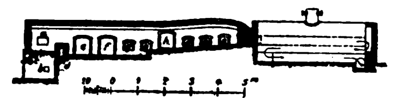


Abb. 495. Schematische Darstellung eines Rollofens aus Beginn der Achtziger Jahre. Der Ofen arbeitet mit Unterwind, der mit einem Körtingschen Dampfstrahlgebläse erzeugt wird und bei *b* eintritt. Das Einsetzen erfolgt am Fuchs. Durch *g* werden die Brechstangen eingeführt, um die Blöcke hinabzurollen, bei *e* und *f* geschieht das Ausziehen. *a* = Kohlenloch.

Der Leser sei hier auf den Literaturnachweis und die Abbildungen verwiesen, damit die nachfolgende Darstellung so kurz wie irgend möglich gehalten werden kann.

Man gestaltete zunächst den Betrieb kontinuierlich, indem man an der Stirnseite einsetzte und die Blöcke auf geneigter Ebene mit Hilfe der Brechstange herabrollte, bis sie vor der Ausziehöffnung nahe der Feuerbrücke anlangten und mit Hilfe eines mechanisch bedienten Kettenzuges, der an einem Haken oder einer Zange angriff, herausgezogen werden konnten.

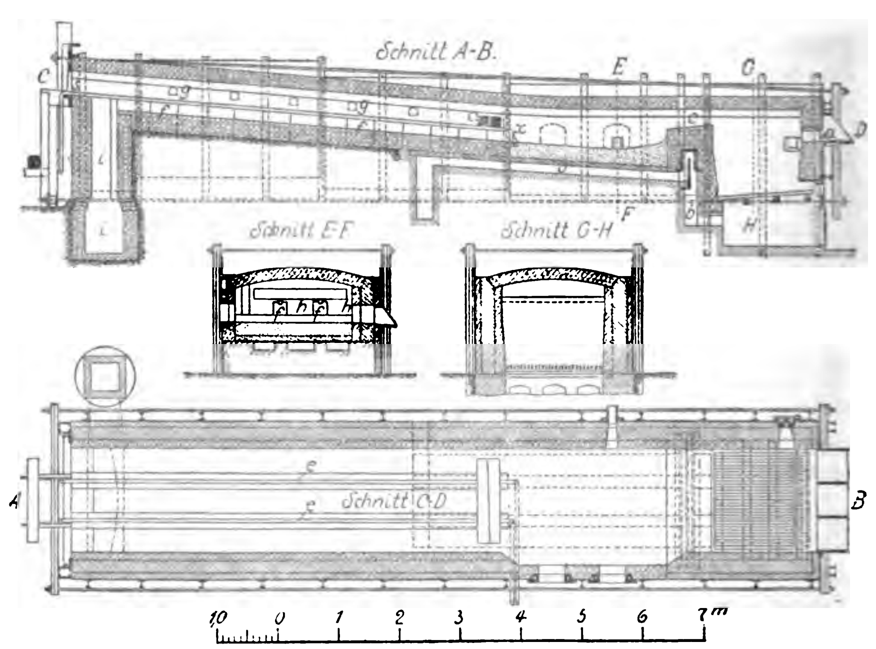


Abb. 496. Stoßofen von Bildt mit mechanischer Einsetzvorrichtung *c*, unter Anwendung eines doppelwirkenden Wasserdruckzylinders, der beim Vorwärtshube den Block auf die Bank vor der Tür hebt und beim Zurückgehen ihn in den Ofen hineinschiebt. Gleichzeitig besorgt dieser Zylinder auch das Öffnen und Schließen der Tür. Die Gleitbahn besteht aus 2 wassergekühlten Rohren, die auf Mauerpfeilern ruhen. Dabei haben die Feuergase Zutritt zu der unteren Blockseite, sodaß das Wenden der Blöcke wegfällt. Die Feuerung ist eine Halbgasfeuerung mit 1 m Schütthöhe. Den Unterwind erzeugt ein Dampfstrahlgebläse. Gegenüber der Feuerbrücke tritt Sekundärluft ein, die unter dem Herde vorgewärmt ist. Leistung = 40 t in der Schicht bei Blöcken 200 und 100 mm □, Kohlenverbrauch = 11%, Abbrand = 1,5%. Die Gleitrohre halten bei harten Bessemerblöcken (0,17 C) 9 Monate. Hinter dem Ofen ist ein Dampfkessel angeordnet. Vgl. Stahl und Eisen, 1891, S. 558 und Tafel XIV und XV.

Man hatte dann eine geneigte Fläche — den Rollherd und eine annähernd horizontale Fläche, unten — den Schweißherd.

So entstand der Rollofen, den Daelen [1]) auf Helmholtz zurückführt.

Bei diesen Rollöfen wurden die kalten Blöcke dem heißen Gasstrom entgegengeführt und dadurch eine so günstige Wärmeaufnahme erzielt, daß die Gase bei sehr großen Ofenlängen mit geringer Temperatur in den Essenkanal einfielen. Lantz [2]) nennt eine Herdlänge von 11—12 m, bei warmen Blöcken 1,5—2 m weniger. Neigung der Rollfläche = 1 : 8 — 1 : 9. Meist Planrostfeuerung mit Unterwind. Bei Schweißeisenpacketen nur 5 m Herdlänge.

Diese Anordnung wurde durch Bildt verbessert, der die Gleitschienen einführte und auch mit Wasserkühlung [3]) versah. Derselbe Erfinder setzte auch die Blöcke mit einer Maschine ein. Ein doppelwirkender hydraulischer Kolben hob erst den Block auf eine Plattform und stieß ihn beim Rückgange in den Ofen hinein, gleichzeitig alle zuvor eingesetzten Blöcke vorwärts drückend. So entstand der Stoßofen, der heute für Blöcke und Knüppel die Vorherrschaft hat.

Die Bildtsche Einsetzmaschine regte zu weiteren Erfindungen an, von denen der Wurfhebel, die hydraulisch gehobene Kipplatte, der Schleppzug und die schwingende Laufrollenbahn genannt werden soll. Sie haben sich meist nicht gegenüber dem einfachen Blockdrücker behaupten können, der Blöcke einzeln oder zu mehreren von einer Wagenplattform in den Ofen stößt (vgl. die Abb. 497—500).

Ursprünglich nur hydraulisch angetrieben, wurde die Einrichtung auch dem Antrieb durch den Elektromotor zugänglich gemacht.

Dieser Weg fand seinen Abschluß durch die Erfindung des kontinuierlichen Stoßofens oder Durchstoßofens. Durch Umlegung der Gas- und Luftkanäle gelang es bei gasgeheizten Öfen auch die andere Stirnseite für den Austrag frei zu bekommen, so daß die Blöcke oder Knüppel auf schiefer Ebene hinabglitten und selbsttätig auf einen Rollgang fielen, um zur Walzenstraße zu gelangen [4]). (Abb. 501.)

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1902, S. 984. Solche Rollöfen waren bereits Anfang der achtziger Jahre im Betrieb.

[2]) Stahl und Eisen, 1898, S. 979 und 1017.

[3]) Solche wassergekühlten Rohre haben den Nachteil, daß die Blockfläche schwarze Flecke erhält, die Rißbildung zur Folge haben können (vgl. den Text der Abb. 513). Einige Werke führen die Kühlrohre deshalb nicht bis vorn (auf den Schweißherd) durch, andere lassen sie ganz fehlen und verwenden sehr kräftige □ Profile als Gleitschienen. Ein niederrheinisches Werk benutzt ein ⊓ förmiges schwerstes Vorprofil und legt ein wassergekühltes Kühlrohr in das Innere ein. Blezinger wählt ungekühlte Schienen und führt vorn quer hindurch ein Wasserkühlrohr (Stahl und Eisen, 1906, S. 728. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1914, S. 875. Gleitrohr von Poetter, auch S. 876). Der Kühlwasserverbrauch beträgt 60—90 L in 1 Minute (Kesselspeisewasser). Das Wasser tritt an der tiefsten Stelle ein.

[4]) Diese Erfindung wurde dem Amerikaner Laughlin und dem deutschen Ingenieur Reuleaux gemeinsam patentiert (1891).

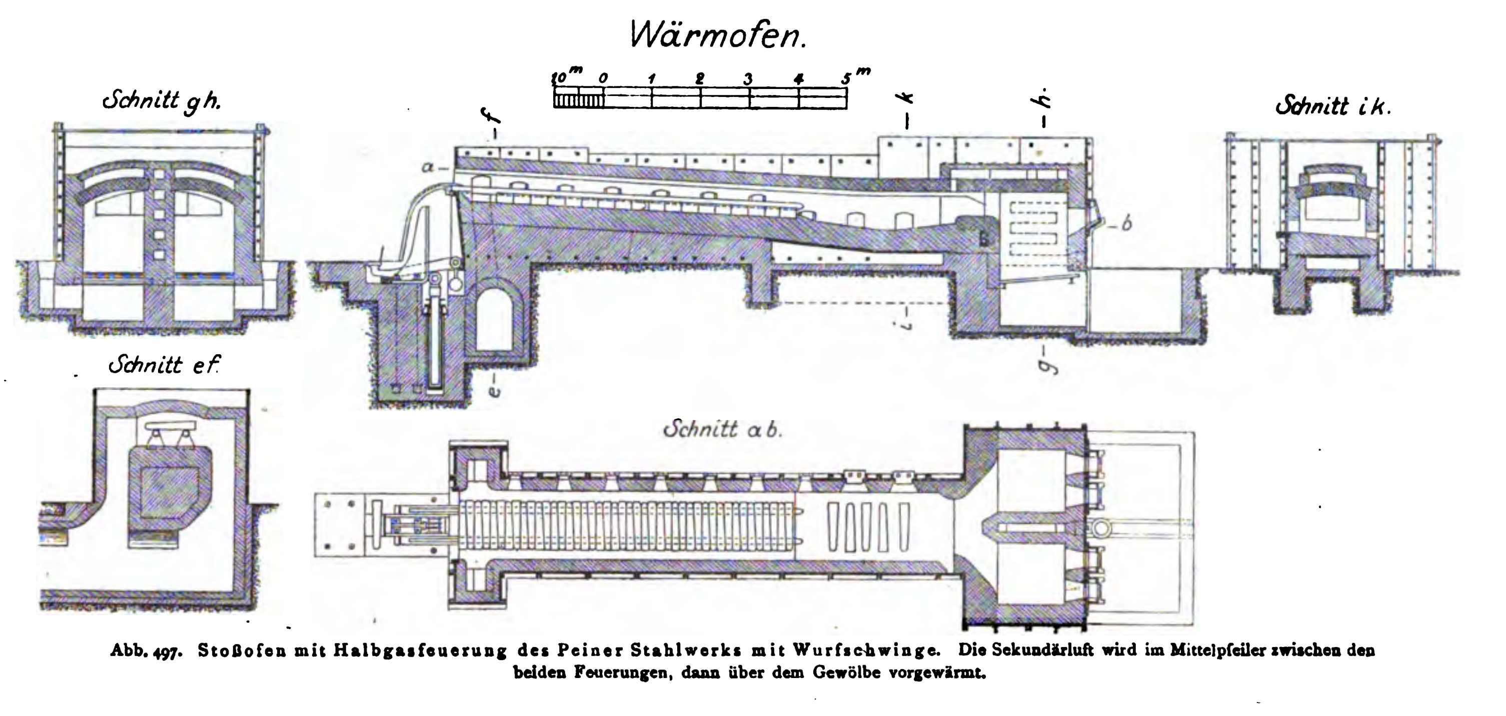


Abb. 497. Stoßofen mit Halbgasfeuerung des Peiner Stahlwerks mit Wurfschwinge. Die Sekundärluft wird im Mittelpfeiler zwischen den beiden Feuerungen, dann über dem Gewölbe vorgewärmt.

Dieses Verfahren wird allerdings nicht so häufig angewandt, wie man meinen sollte. Es ist an die Voraussetzung einer sehr großen Erzeugungsmenge und ungestörten Betriebes gebunden. Aber auch hier zieht man es doch oft vor, das Herausziehen des Einsatzgutes von Hand besorgen zu lassen.

Der **Morganofen**[1]) für **lange Drahtknüppel**, die auf einer kontinuierlichen Walzenstraße unmittelbar ausgewalzt werden, ist ein Beispiel (vgl. Abb. 502). Sonst wird noch viel der einfache Blockzieher (Abb. 494) oder eine elektrisch betätigte Kettenwinde benutzt, um den Block auf einen Hebetisch und von da auf einen Rollgang zu bringen.

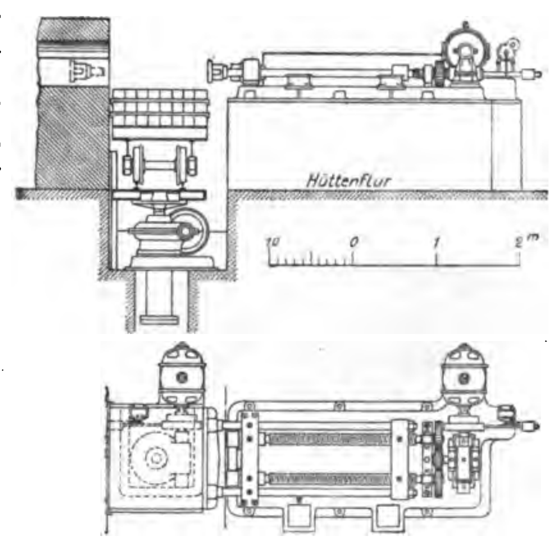


Abb. 499. **Elektrisch betriebener Blockdrücker**, verbunden mit einem ebenso betriebenen Hubwerk (vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1051).

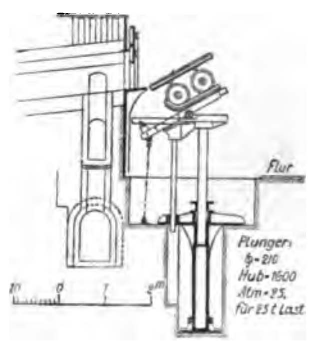


Abb. 498. **Beschickungsvorrichtung für Rollöfen.** Vgl. Stahl und Eisen, 1898, S. 992.

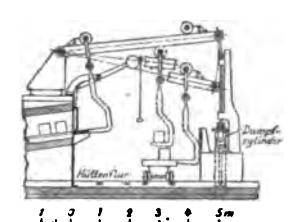


Abb. 500. **Beschickungsvorrichtung für einen Wärmofen** für Blöcke bis zu einem Gewicht von 2000 kg. Durch den Anprall des Blockes werden die anderen Blöcke vorwärts geschoben. Gebaut von der Duisburger Maschinenfabrik (vgl. Stahl und Eisen, 1898, S. 993).

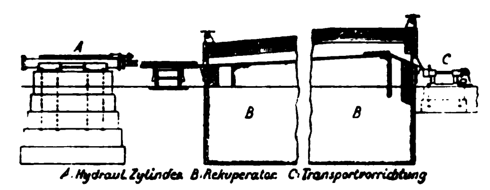


Abb. 501. **Kontinuierlicher Stoßofen** (Durchstoßofen) **von Laughlin-Reuleaux** für 2 Reihen Drahtknüppel von 100 × 100 bei 920 mm Länge. Die 4 Gleitbahnen werden durch wassergekühlte Rohre gebildet, die auf hohen Mauern ruhen, damit Schalen und Schlacke sich in den Räumen zwischen ihnen sammeln können. Auf diese Weise werden die Knüppel von oben und unten erwärmt. Die Gaserzeuger stehen seitwärts die Verbrennungsluft wird in Rekuperatoren *B* vorgewärmt. Leistung des Ofens = 75—100 t in der Schicht. Bedienung: 1 Schweißer, 2 Gehilfen 1 Junge, vgl. Stahl und Eisen, 1898, S. 988 und 991.

---

[1]) Solche Öfen und Walzenstraßen sind Stahl und Eisen, 1901, S. 1029, ebenda 1911, S. 13 (Königshütte) und ebenda 1912, S. 1357 (Eschweiler) beschrieben. Vgl. auch ebenda 1914, S. 1001. Drahtknüppelöfen in Rothe Erde mit Betriebsdaten.

Inzwischen war der Amerikaner Wellman einen anderen Weg gegangen. Er ging nicht vom Rollofen aus, sondern vom alten Schweißofen, den er aber bedeutend vergrößerte und mit Siemens'scher Um-

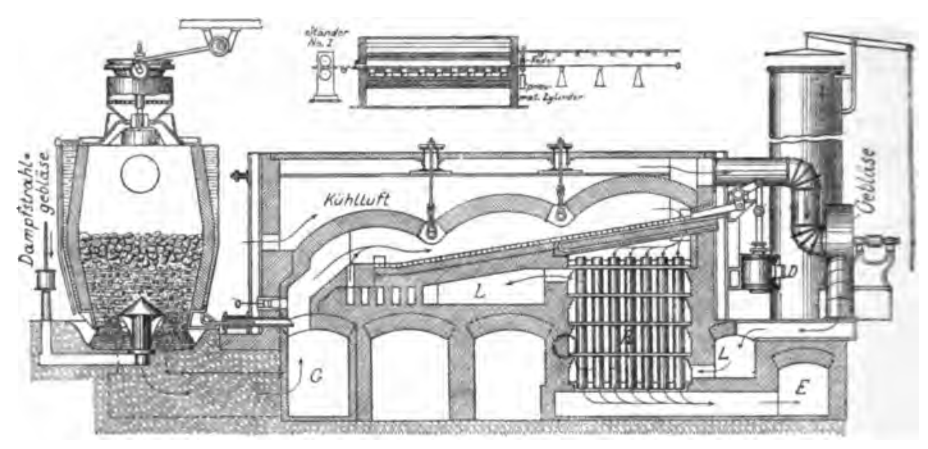


Abb. 502. Morganstoßofen für lange Drahtknüppel und eine Leistung von 84 t in der Schicht, 54—64 kg Kohle für 1000 kg Draht. 1,1% Abbrand. *D* bedeutet einen Dampfzylinder, der das Einstoßen der Knüppel besorgt. Das Austoßen findet mit einem von Hand geführten, aber mechanisch vorgestoßenen Haken unmittelbar in das erste Kaliber hinein statt. Vgl. die Skizze oben. Die Sekundärluft wird durch einen Bläser angesaugt und zwar in Gestalt von Kühlluft für das Gewölbe. Sie umspielt die durch die Essengase geheizten steinernen Rekuperatorröhren, fließt dann in den Raum unter dem Herd und gelangt von unten in das ausströmende Gas. Die Widerlagskörper des Gewölbes sind mit Wasser gekühlt, desgleichen die Gleitschienen für die Knüppel. Der Gaserzeuger ist unmittelbar angebaut. Zusammensetzung des Gases: 0,7% O; 22,9% CO; 4,0% CO_2; 18,8% H; 3,7% CH_4; 2,1% C_2H_4; 47,8% N. (Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 1029.)

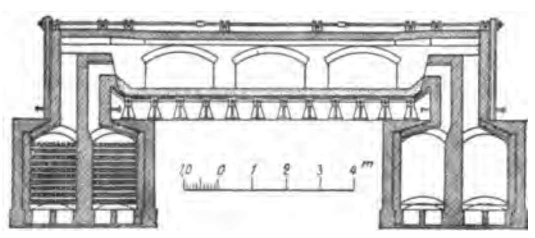


Abb. 503. Wärmofen für schwere Brammen von Wellman mit Umschaltfeuerung. Der Herd mißt 9,5×2,15 m. Leistung 50 t in 12 Stunden bei kaltem Einsatz. Die hohe Gewölbelage hat sich gut bewährt. Die Kammern für Gas und Luft sind wie bei amerikanischen Martinöfen vorgezogen, sie sind schmal und lang, vgl. Stahl und Eisen, 1892, S. 732.

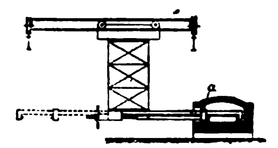


Abb. 503a. Schematische Darstellung einer einfachen von Hand bedienten Einsetzmaschine für Blöcke. Das Fassen des Blockes geschieht dadurch, daß der Gleitkopf *a* durch die Schraubenspindel vorwärts bewegt wird. Das Fahren des Laufkrans vermittelt ein von unten gesteuerter Elektromotor. Der Auslegerarm ist schwenkbar, um gleichzeitig einen zweiten Ofen bedienen oder auch von einer Wagenplattform abheben zu können.

schaltfeuerung bediente. (Abb. 503.) Er erfand die Beschickungsmaschine (1889), die in ersten Anfängen nur eine Stoßvorrichtung darstellte, später aber, in gleichem Sinne wie die Beschickungsmaschine der Martinöfen, zuerst auf einer Wagenplattform aufgebaut, dann am Laufkran hängend, verbessert wurde. Statt des Auslegers mit Mulde

bei Martinöfen trat der Greifer in Wirksamkeit, der den Block durch Druck auf beide Stirnseiten einspannt[1]).

Wie beim Martinofen fährt der Kran mit dem Ausleger, schwenkt ihn im Sinne eines Drehkrans, fährt in den Ofen hinein und heraus und

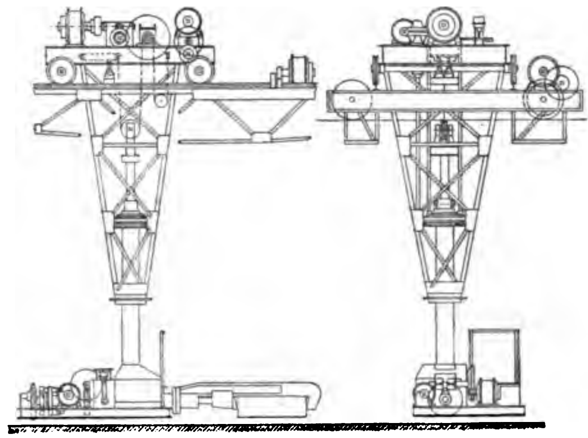


Abb. 504. Blockeinsetzkran, vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1000 und 1017 (Stauber); daselbst sind auch andere Greiferkonstruktionen erwähnt und eine kritische Betrachtung gegeben.

stellt die richtige Höhenlage her. Es kommt dann noch das Greifen und Loslassen mit Hilfe einer Schraubenprindel dazu. (Abb. 503a und 504.)

Solche Beschickungsmaschinen sind von dem Werke Lauchhammer und der Demag zu großer Vollkommenheit ausgebildet.

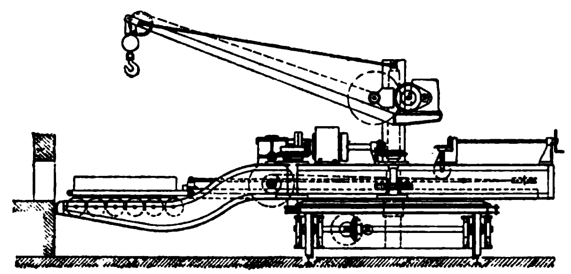


Abb. 505. Blockeinsetzwagen, elektrisch betrieben mit Blockdrücker und Drehkran. Der Stößel wirkt auch als Zugelement beim Herausziehen. Die Plattform ist schwenkbar. (Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1022.)

Ein anderes Verfahren, das vielfach bei schweren Brammen benutzt wird, nimmt einen Plattformwagen zu Hilfe, dessen schwenkbare Plattform benutzt wird, um mit Hilfe eines Blockdrückers, der auch als Zugelement benutzt wird, den Block oder die Bramme in den Ofen einzusetzen oder herauszuziehen (Abb. 505).

---

[1]) Solche Greifer sind in dem Stauberschen Vortrag Stahl und Eisen, 1908, S. 1009 beschrieben, ebenso auch ebenda 1909, S. 769. Vgl. auch ebenda 1914, S. 332.

Während diese Fortschritte gemacht wurden, wurden die Ausgleichgruben verbessert. Wenn man diese heizbar macht, entstehen Tieföfen (vgl. Kapitel 51). Sie sind nichts weiter als Wärmöfen, bei denen der Laufkran zum Einsetzen und Ausheben angewendet wird.

Ein Verfahren von Daniels [1]), der die Blöcke schrägstehend an die mit Kühlrohren armierten Wände eines Wärmofens lehnte und einen Blockdrücker anwandte, hat sich nicht bewährt (Abb. 508).

Soviel über die Fortschritte auf mechanischem Gebiete.

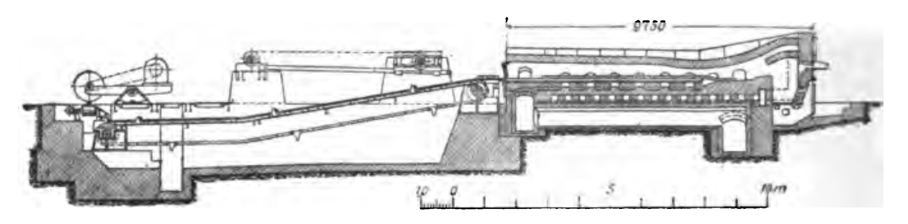


Abb. 506. Knüppelnachwärmofen mit Halbgasfeuerung, Rekuperator und hochgelegter Gleitbahn der Westfälischen Stahlwerke in Bochum. Die auf 50—80 mm □ heruntergewalzten Blöcke werden unter der Säge zerschnitten. Die Knüppel fallen auf eine Transportkette und werden von dieser vor die Tür des Nachwärmeofens gebracht. Eine einfache durch ein Seil getriebene Einstoßvorrichtung befördert die Knüppel in den Ofen und kann sie, falls er leer ist, fast ganz durchstoßen. Der nachgewärmte Knüppel fällt über eine Rutsche auf einen kurzen Rollgang, um einer Doppelduofertigstraße (280 Ⓓ) zugeführt zu werden (vgl. Stahl und Eisen, 1909, S. 769).

Fortschritte auf feuertechnischem Gebiete.

Die gewöhnliche Kohlenfeuerung kommt nur noch bei sehr kleinen Öfen in Betracht, sonst hat man Halbgas- oder Gasfeuerung. In der Neuzeit hat sich Ölfeuerung zugesellt. Elektrische Wärmöfen gibt es bisher noch nicht.

Halbgasfeuerung.

Sie ist bereits S. 653 gekennzeichnet. Unter Benutzung der Vorbilder von Boëtius und Bicheroux hat sie sich bis auf den heutigen Tag behauptet und wird dies auch in Zukunft tun; denn sie ist billig (im Sinne des Anlagekapitals und des Betriebes gesprochen) anspruchslos inbezug auf die Kohlengattung und nutzt die Wärme gut aus. Dies gilt ganz besonders bei Stoß- und Rollöfen. Es werden aber auch viele Schmiedeöfen und Öfen für andere Zwecke mit ihr ausgestattet. Nur bei Braunkohlen und Torf muß sie heute der Gasfeuerung weichen.

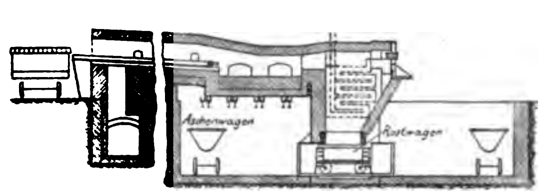
Der ursprünglichen Gestalt gegenüber begnügt man sich meist mit dem Planrost und läßt den Schrägrost fehlen oder wendet ihn nur bei stark schlackender Kohle an. Vgl. Abb. 506—510, auch 514.

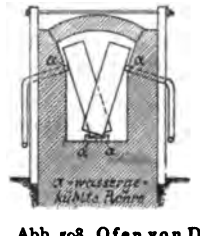
---

[1]) Siehe im Literaturnachweis.

Statt des Dampfstrahlgebläses für **Unter- und Oberwind** benutzt man heute das Schleudergebläse. Beim Unterwind setzt man Dampf oder zerstäubtes Wasser in genau bemessener Menge zu[1]).

Den **Oberwind** soll man gut vorwärmen; anderenfalls tritt die Vermischung von Gas und Luft zu spät ein, und die Verbrennung erfolgt erst im Essenkanal[2]).



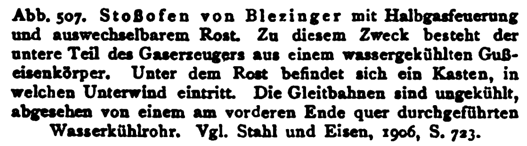

Abb. 507. **Stoßofen von Blezinger** mit Halbgasfeuerung und auswechselbarem Rost. Zu diesem Zweck besteht der untere Teil des Gaserzeugers aus einem wassergekühlten Gußeisenkörper. Unter dem Rost befindet sich ein Kasten, in welchen Unterwind eintritt. Die Gleitbahnen sind ungekühlt, abgesehen von einem am vorderen Ende quer durchgeführten Wasserkühlrohr. Vgl. Stahl und Eisen, 1906, S. 723.

Abb. 508. **Ofen von Daniels mit angelehnt stehenden Blöcken.** Diese werden durch einen Blockdrücker vorgeschoben und oberhalb des Schlackensumpfes nach Abheben des Gewölbes von einem Kran ausgehoben. $a =$ wassergekühlte Röhren oder Gleitschienen.

Vielfach legt man zwei Feuerungen nebeneinander und beschickt sie abwechselnd, um mit der Flamme der einen Feuerung die Kohlenwasserstoffe der anderen zu verbrennen und um durch das Ausrosten keine Störung zu erleiden[3]).

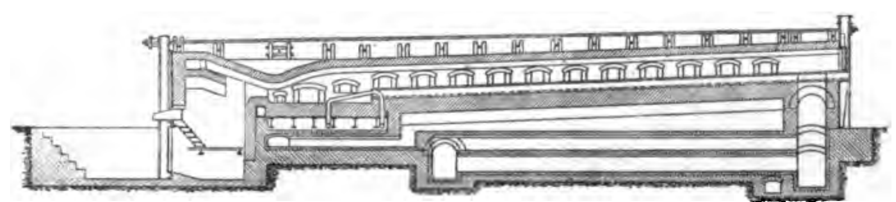


Abb. 509. **Stoßofen mit Halbgasfeuerung von Poetter.** Es sind 2 Feuerungen nebeneinander vorgesehen, um beim Aufgeben von Kohlen und Reinigen des Rostes keine Störung zu haben. Bei stark schlackender Kohle wird ein schräg angeordneter Planrost verwendet. Die Sekundärluft wird in einem Rekuperator vorgewärmt und tritt von links oben über der Gewölbezunge ein.

Die **Ausnutzung der Abhitze** geschieht am besten durch Dampfkessel. Da aber vielfach der Dampf keine Verwendung findet, hat man durch Einbau von Rekuperatoren den Brennstoffverbrauch zu drücken

---

1) Beim Dampfstrahlgebläse fällt die Wasserdampfmenge, wenn man nicht sehr hoch gespannten und überhitzten Dampf wählt, immer zu groß aus. (S. 289.) Dampf im Oberwind erhöht den Abbrand, infolge der Eisenoxydation.

2) Vgl. darüber die Arbeit von Philips. Stahl und Eisen, 1912, S. 13 und Abb. 558.

3) Blezinger hat einen Rostwagen konstruiert, um dasselbe zu erreichen (Abb. 507). Eine Feuerung von **Gasch**, bei der sich die Flammlöcher zum Zweck der rauchlosen Verbrennung kreuzten, war in Oberschlesien vielfach in Betrieb; jedoch ist die Unterhaltung des Gewölbes zu teuer.

Abb. 510. Stoßofen mit Bicherouxfeuerung eines westfälischen Stahlwerks. Die Gebläseluft wird unter dem Herde, dann im seitlichen und Stirnwandmauerwerk vorgewärmt. Leistung 240 t Blöcke von je 0,42 t in 24 Stunden, bei 9% Kohlenverbrauch. Fassungsvermögen 50 t. Wärmdauer 5 Stunden.

gesucht, auch vielfach beides: Dampfkessel und Rekuperatoren angewendet. Abgesehen davon sucht man durch Verlängerung des Herdes dies Ziel zu erreichen, was allerdings da seine Grenze findet, wo die Wärmeübertragung auf die Blöcke zu gering wird.

Ein sehr wesentlicher Vorzug der Halbgasfeuerung ist es, daß man nicht unbedingt darauf angewiesen ist, eine gasreiche Kohle zu benutzen. Es können auch Magerkohlen verstocht werden und Kohlen geringer Korngröße, auch sogar bis Feinkohle herabgehend.

Es soll hier eine kurze Betrachtung der **Rekuperatoren**, auch im Hinblicke auf das Folgende eingeschaltet werden:

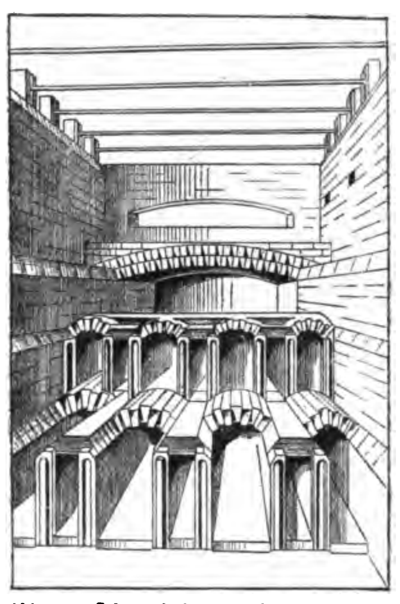


Abb. 512. Schematische Darstellung eines **Rekuperators d. Firma Poetter in Düsseldorf.** Die Abgaskanäle sind überwölbt, die dazwischen liegenden Luftkanäle durch Platten abgedeckt, deren Flächen das Widerlager für die Gewölbe bilden. Am Fuße werden die Seitenplatten der Luftkanäle durch Zwischenlagsteine festgehalten. Die Platten greifen mit mit Nut und Feder ineinander. Durch starke Verankerung wird erreicht, daß sich der Rekuperator nur nach oben ausdehnen kann und deshalb stets dicht bleibt. Die Kanäle sind befahrbar. Stahl und Eisen, 1914, S. 875.

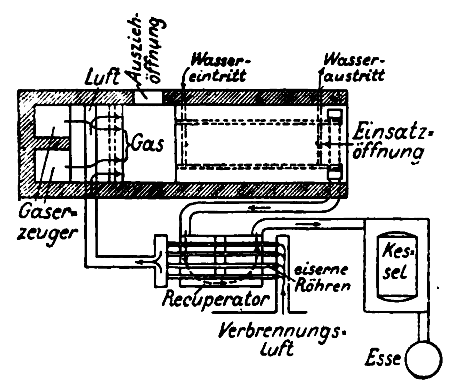


Abb. 511. Schematische Darstellung einer **Halbgasfeuerung** mit Vorwärmung der Verbrennungsluft in einem **Röhrenrekuperator** mit eisernen Röhren und einem Abhitzekessel. Es ist ein Stoßofen gedacht, dessen Gleitschienen angedeutet sind.

Die ersten Rekuperatoren besaßen eiserne Röhren[1]), die billig waren, auch die Wärme gut und schnell übertrugen. Sie sind nur nicht haltbar genug, wenn man über Windtemperaturen von etwa 250° geht und wurden fast überall durch steinerne verdrängt[2]).

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 1097 bringt eine Abbildung (vgl. auch Abb. 511).

[2]) Daß man auch heute noch eiserne Rekuperatoren baut, beweist die Abbildung eines von Blezinger gebauten Brammenstoßofens (Stahl und Eisen, 1904, S. 1004). Auch fand der Verfasser in Oberschlesien einen Wärmofen, der die Feuergase durch zwei ausgemauerte Blechrohre (1000 ⌀ außen, 500 ⌀ innen) schickte, die außen von der sich bis auf 250° erwärmenden Luft umflossen wurden. Diese Anordnung hat sich gut bewährt.

Hier gibt es sehr zahlreiche Ausführungen, die durch die Abb. 513 bis 517 gekennzeichnet werden.

Meist werden Essengase und Luft parallel zueinander, entgegengesetzt geführt, aber es gibt auch solche mit sich kreuzenden Strömen und solche, bei denen der Raum zwischen den Rohren von der zu erwärmenden Luft in Windungen durchzogen wird, z. B. beim Morganofen (Abb. 502).

Abb. 513. Schnitt durch einen Rollofen für Elektrostahlblöcke, gebaut von Fr. W. Lürmann in Berlin, mit Halbgasfeuerung und einfachem, aus Normalsteinen aufgemauertem Rekuperator. Die Abgase strömen durch die wagerechten Kanäle, die Verbrennungsluft wird, senkrecht von unten nach oben steigend, vorgewärmt und sammelt sich im Raum unter dem Gewölbe. Die Gleitschienen für die Blöcke werden von ungekühlten Flußeisenbalken gebildet, da der harte Stahl sehr empfindlich gegen ungleiche Erwärmung bei den wassergekühlten Flächen ist. Stahl und Eisen, 1914, S. 1003.

Allgemein soll hierzu bemerkt werden, daß man auf möglichste Einfachheit in der Praxis bedacht sein muß, weil sonst die Betriebssicherheit leidet und die Reparaturkosten wachsen. Diese Erwägung führt auch dazu, nicht zu geringe Wandstärken anzuwenden, wenn auch die Wärmeübertragung dabei leidet[1])

Man kann Temperaturen bis 800° erreichen, wird sich allerdings meist mit solchen von 500° begnügen müssen, was auch für eine gute Vermischung von Gas und Luft ausreichend ist.

Immerhin muß gesagt werden, daß viele Werke schlechte Erfahrungen mit dünnwandigen Rekuperatoren gemacht haben. Die Ofenbaufirma Siemens wendet sie auch niemals an, sondern greift immer zur Umschaltfeuerung.

Bei gut wirkenden Rekuperatoren lohnt nicht mehr der Einbau eines Dampfkessels.



Reine Gasfeuerung.

Sie ist hier anders zu beurteilen, wie beim Martinofen, weil geringere Temperaturen verlangt werden.

Wenn man sie an Stelle der Halbgasfeuerung einsetzt, so geschieht es um die Vorteile zu haben, die eine Zentralisation der Gaserzeugeranlage in bezug auf Kohle- und Aschentransport, Bedienung und Überwachung mit sich bringt. Auch kommt bisweilen die Beseitigung von Rauchschäden in Erwägung, auch die bessere Regelung der Temperatur und des Luftüberschusses und die Möglichkeit Braunkohlen und Torf auszunutzen. Diese Vorteile werden oft die Wärmeverluste der Gasleitung aufwiegen.

Es soll zunächst an Luftgas, das aus Steinkohlen, Braunkohlen, allenfalls auch aus Torf erzeugt wird, gedacht werden, um an dieses

[1]) Weil die Herstellung der Falz- und Formsteine besondere Erfahrung und Schulung voraussetzt, haben neuerdings namhafte Fabriken feuerfester Steine den Bau der Rekuperatoren zum Sondergebiet gemacht und sind auf diese Weise auch »Ofenbaufirmen« geworden.



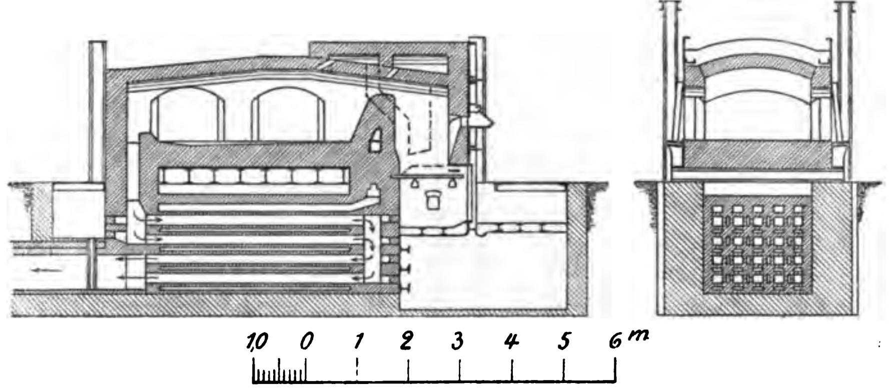


Abb. 514. Schmiedeofen von Bender und Främbs mit Halbgasfeuerung und Rekuperator. Bei letzterem lassen die großen Öffnungen die Abgase durchtreten. Die kleinen Öffnungen sind für die Luft bestimmt.

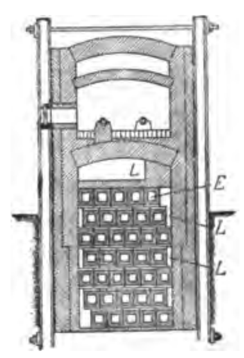


Abb. 515. Rekuperator der Ifößofenbaugesellschaft in Berlin, eingebaut in einen Stoßofen mit Weardalefeuerung. Der Rekuperator besteht aus hohlen, dünnwandigen, viereckigen Schamottsteinen, die oben und unten Rippen besitzen. Diese Rippen bilden die Luftkanäle, während die Hohlsteine den Essengasen Durchgang gewähren. Letztere ziehen senkrecht zur Luft hindurch. Die Luft zieht in Schlangenwindungen von unten nach oben. Die dünnwandigen Steine lassen die Wärme leicht hindurchtreten, sodaß man bis zu 70% der Abgaswärme gewinnen kann. Der Stoßofen leistet 75 t in 24 Stunden bei Qualitätsstahlblöcken mit 8% Kohle (7000 WE) und 1% Abbrand. Stahl und Eisen, 1914, S. 276.

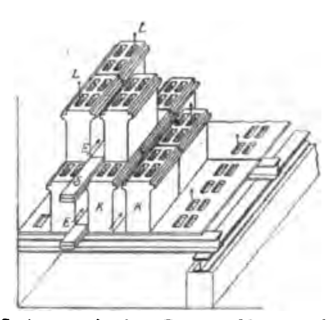


Abb. 516. Schematische Darstellung eines Hohlsteinrekuperators, der bei einem Siederohrschweißofen verwendet wurde. Die Steinkörper *K* enthalten die Luftkanäle. Die Sohle der Essengaskanäle wird durch besondere Steine gebildet, die sich frei ausdehnen können. Vgl. Stahl und Eisen, 1906, S. 1313.

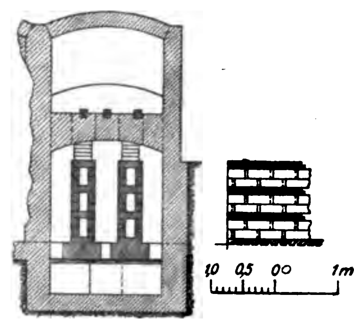


Abb. 517. Rekuperator von Lengersdorff & Co. in Bunzlau, unter einem Platinen- und Feinblechwärmofen eingebaut. Die Luft zieht in Windungen durch die drei, außen von den Essengasen umspülten Kanäle.

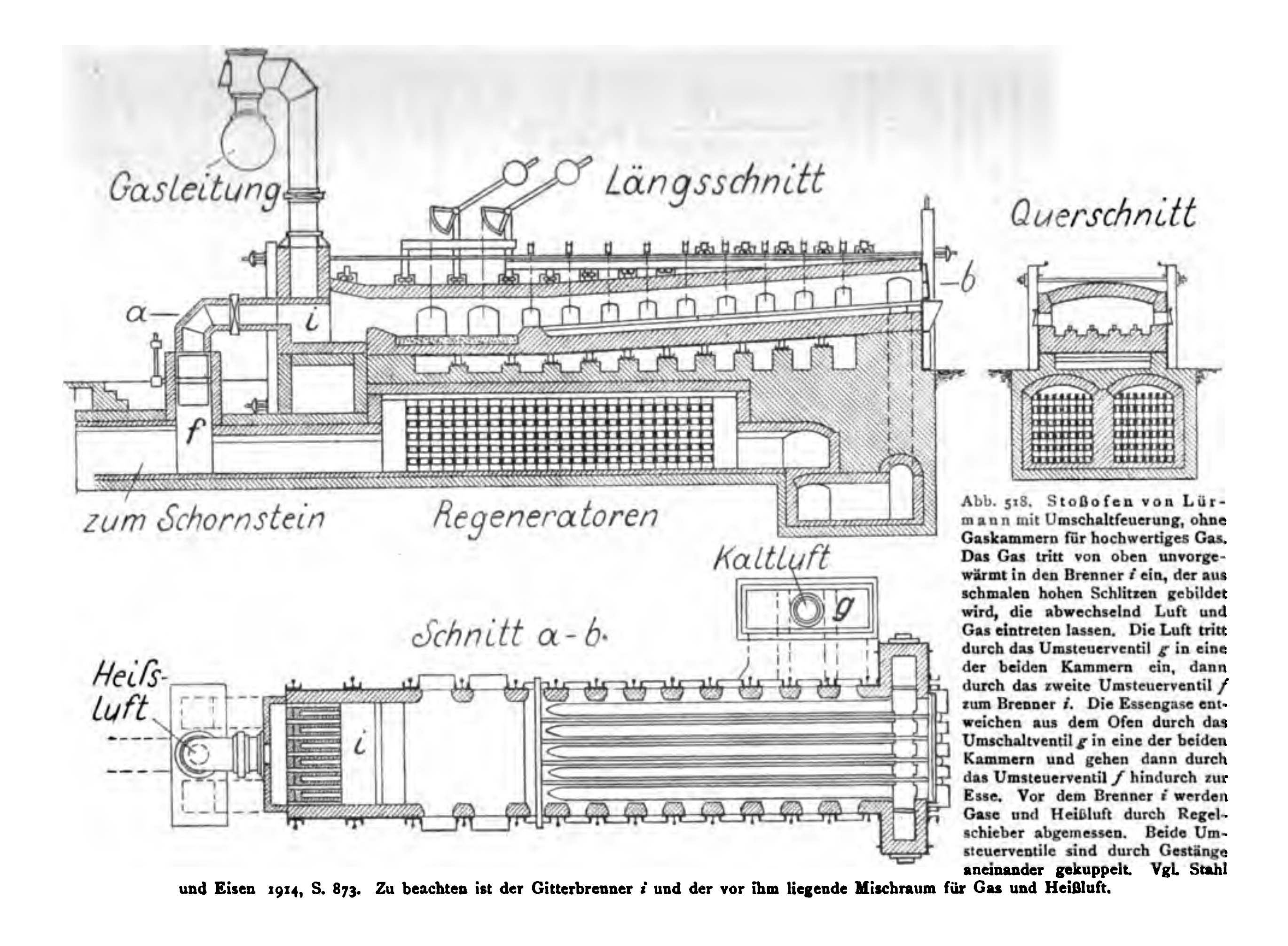


Abb. 518. Stoßofen von Lürmann mit Umschaltfeuerung, ohne Gaskammern für hochwertiges Gas. Das Gas tritt von oben unvorgewärmt in den Brenner *i* ein, der aus schmalen hohen Schlitzen gebildet wird, die abwechselnd Luft und Gas eintreten lassen. Die Luft tritt durch das Umsteuerventil *g* in eine der beiden Kammern ein, dann durch das zweite Umsteuerventil *f* zum Brenner *i*. Die Essengase entweichen aus dem Ofen durch das Umschaltventil *g* in eine der beiden Kammern und gehen dann durch das Umsteuerventil *f* hindurch zur Esse. Vor dem Brenner *i* werden Gase und Heißluft durch Regelschieber abgemessen. Beide Umsteuerventile sind durch Gestänge aneinander gekuppelt. Vgl. Stahl und Eisen 1914, S. 873. Zu beachten ist der Gitterbrenner *i* und der vor ihm liegende Mischraum für Gas und Heißluft.

Koksofen-, Hochofen-, Natur-, und Wassergas (das letztere für Rohrschweißzwecke) anzugliedern. Gerade das Hochofengas hat in den letzten Jahren eine außerordentliche Bedeutung erlangt, und seine Verwendung für Wärmofenzwecke nimmt immer mehr zu. (Vgl. S. 642 Fußnote.)

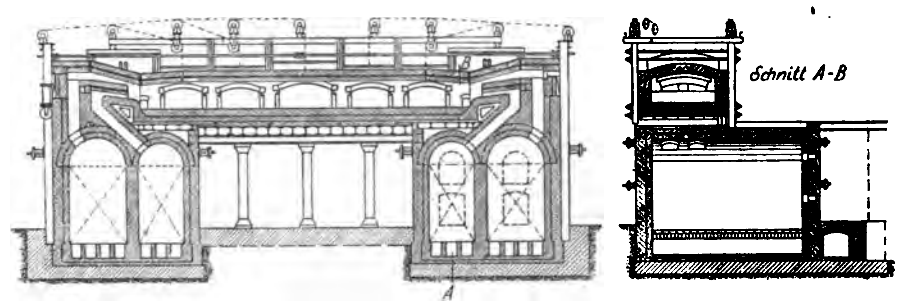


Abb. 519. Großer Brammenherdofen (Herdfläche = 13,1 × 2,6 m), gebaut von Friedrich Siemens. In der Schicht werden 150 t kalt eingesetzte Brammen von 2,5—20 t Stückgewicht gewärmt. Bei einer 5 t-Bramme dauert das Anwärmen 3—3 1/2 Stunden bei 12% Kohlenverbrauch und 2 1/2% Abbrand. Der Herd wird aus Magnesit oder auch Quarzitschiefer hergestellt. Reine Umschaltfeuerung. Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 788.

Um Gas wirkungsvoll zu verbrennen, muß man entweder Gas und Luft oder wenigstens die Luft vorwärmen. Das letztere genügt, wenn das Gas heiß genug aus dem Gaserzeuger oder der Gasleitung kommt [1]). Man kann allerdings bei guter Luftvorwärmung auch mit kälterem Gas arbeiten, muß aber dann einen genügend großen Mischraum und besondere Brennerkonstruktionen vorsehen, z. B. sogenannte Gitterbrenner, bei denen Gas- und Luftschlitze abwechselnd nebeneinander einmünden (vgl. Abb. 518) oder auch Ringbrenner, bei denen die heiße Luft in der Mitte, das Gas außen oder umgekehrt eintritt [2]). Auch hat eine Ofenbaufirma (Poetter) den Weg eingeschlagen einen Teil der Verbrennungsluft vorher in die Gaszüge zu führen. (Abb. 528.)

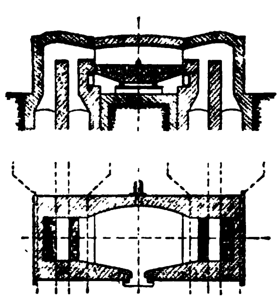


Abb. 520. Schweißofen mit Umschaltfeuerung (Gas- und Luftkammern) nach Stapf, Stahl und Eisen, 1903, S. 1378.

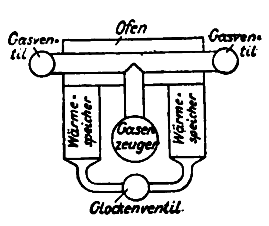


Abb. 521. Schematische Darstellung eines Stapfofens zum Wärmen von Paketen und kleinen Blöcken. Das Umschalten wird durch das Glockenventil und durch Lüften und Schließen der beiderseitigen Gasventile bewirkt. (Reiseskizze.)

---

1) Einen in unmittelbarer Nähe des Ofens errichteten Gaserzeuger sieht der Leser in Abb. 502, auch der Siemensofen ist hier zu nennen.

2) Der Leser findet solche Anordnungen in Abbildungen von Stoßöfen. Stahl und Eisen, 1914, S. 873 u. f. (vgl. auch die Weardalefeuerung weiter unten).

Die Vorwärmung der Luft kann im Sinne der Umschaltfeuerung und in Rekuperatoren geschehen. Beides ist üblich.

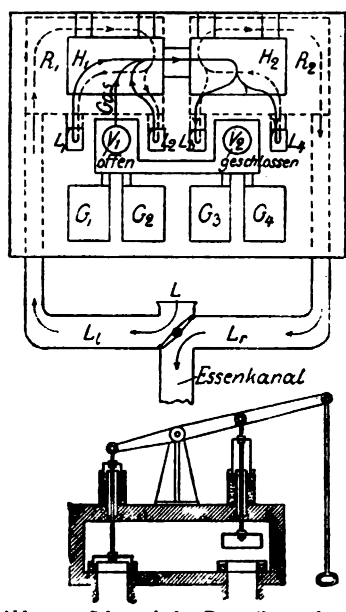


Abb. 522. Schematische Darstellung eines Siemensofens für kleine Blöcke und Packete mit Hufeisenflamme. G_1—G_4 = Gaserzeuger. Das Gas fließt in die Ventilkammer und findet das Ventil V_1 offen, um in den Herd H_1 einzuströmen. Die Verbrennungsluft L zieht links im Sinne der gestrichelten Pfeillinie in die Kammer R_1, die unter dem Herde H_1 liegt, dann durch die senkrechten Kanäle L_1 und L_2 in den Herd H_1. Die Feuergase ziehen im Hufeisenbogen durch den Herd I u. II, dann durch die Kanäle L_3 und L_4 in die Kammer R_2, die unter dem Herde H_2 liegt, dann in den Kanal Lr zur Esse. Unten ist das Gassteuerventil mit Sanddichtung schematisch dargestellt. (Vgl. Abb. 525.)

Reine Umschaltfeuerung.

Unsere Betrachtung muß mit der reinen Umschaltfeuerung beginnen, bei der Gas- und Luftkammern bestehen (vgl. Abb. 518—521).

Wie oben ausgeführt, war diese älter als die Halbgasfeuerung. Sie hat den Vorteil, daß hohe Temperaturen erzielt werden, ist aber teuer in Anlage und Unterhaltung. Man wendet sie deshalb nur gezwungenermaßen an und wählt sonst einfachere Anordnungen.

Ein solcher Zwang liegt bei Verwendung von Hochofengas vor, das sonst nicht genügende Temperatur liefert[1]). (Abb. 524, 526, 530.) Abgesehen davon, wendet man sie bei sehr langen und ganz besonders heißen Öfen an. Beispiele sind sehr große Brammenöfen (bis 12 m lang)[2]) und Siederohrschweißöfen. Durch die hohe Temperatur wird die Gleichmäßigkeit der Temperatur im ganzen Ofenraum gewährleistet.

Eine Zeichnung von Stapf[3]) zeigt einen Ofen für kleine Blöcke und Packete (Abb. 520). Neuerdings werden aber die Stapföfen ohne Gaskammern ausgeführt[4]).

Die Firma Friedrich Siemens hat eine Konstruktion geliefert, die unter dem Namen »Siemensofen« eine große Verbreitung gefunden hat.

Das Eigenartige ist, daß zwei Gaserzeuger im Mauerkörper des Ofens eingebaut sind, so daß das Gas mit seiner gesamten Wärme in den Ofenraum gelangt. Die Luft wird in gewöhnlicher Weise durch eine Wechselklappe gesteuert. Das Gaswechselventil mit Sanddichtung stellt

---

[1]) Vgl. Houbaer (Stahl und Eisen, 1913, S. 2016) über Hochofengas und Koksofengas. Das letztere kann man kalt einführen und mit Luft von 400° verbrennen.

[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 788.

[3]) Stahl und Eisen, 1903, S. 1378.

[4]) Nach oberschlesischen Reisenotizen des Verfassers. Vgl. Abb. 521.

Abb. 522 unten dar[1]). Solche Siemensöfen geben eine sehr hohe Temperatur (vgl. Abb. 485).

Wird die Flamme nicht geradlinig, sondern im Bogen geführt, Abb. 522 und 525, so spricht man von einer Hufeisenflamme. Diese wird auch in langgestreckten Öfen angewendet, meist allerdings unter Abzweigung eines Teils der Flamme unmittelbar zum Kamin[2]). Abb. 523.

Hier muß etwas weiter ausgeholt werden: Wie bereits beim Martinofen ausgeführt, gelingt die Ausnutzung der Abhitze in den Kammern nur zum Teil. Es läßt sich nicht verhindern, daß trotz weiträumiger Kammern hohe Essengastemperaturen entstehen. Es bringt also keinen Nachteil, wenn man einen Teil der in die Kammer einfallenden Feuergase

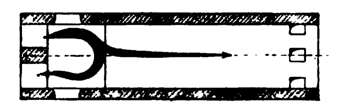


Abb. 523. Schematische Darstellung der von Friedrich Siemens eingeführten Hufeisenflamme in Verbindung mit Flammenteilung, um einen Teil unmittelbar zum Kamin zu führen und auf ihrem Wege den Stoßherd zu wärmen.

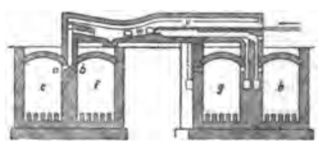


Abb. 524. Schematische Darstellung eines mit Hochofengas geheizten Stoßofens der Georgs-Marienhütte mit Umschaltfeuerung. Die Blöcke werden in der Mitte des Ofens ausgezogen. (Vgl. Abb. 526 und 530.)

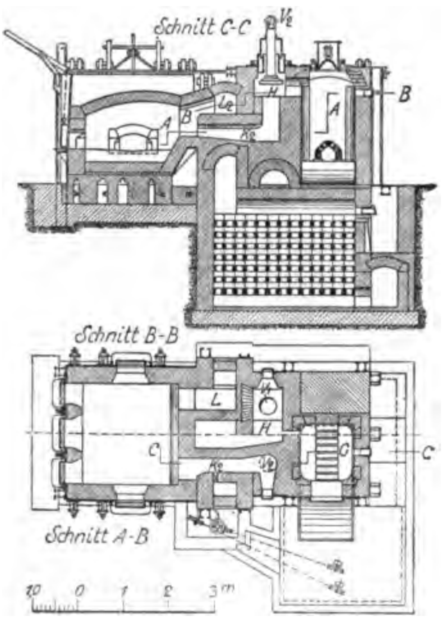


Abb. 525. Schmiedeofen mit Hufeisenflamme von Siemens. Umschaltfeuerung mit unmittelbar angebautem Gaserzeugern *G*. Diese arbeiten mit Sattelrost und Unterwind. Das Gas gelangt in den Raum *H*, aus dem es unter Handhabung der Ventile V_1 und V_2 entweder nach K_1 oder K_2 gelangt und hier mit der in dem rechten oder linken Wärmespeicher vorgewärmten Luft, die aus den Kanälen *L* einströmt, zusammenfließt. Die Steuerung der Luft und gleichzeitig der Essengase geschieht durch ein rechts außerhalb angeordnetes Umsteuerventil. Eine solche Feuerung wird kurzweg »Siemens feuerung« genannt. Die Ventile V_1 und V_2 hängen an einem Wagebalken, sodaß das eine gehoben, das andere gesenkt wird. Die Abdichtung findet durch Sand, oben und unten statt. (Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 789 und auch Abb. 522.)

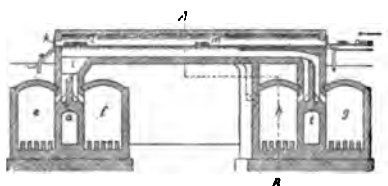
abzweigt und anderweitig nutzbar macht. Dies geschieht hier, indem die Blöcke durch sie auf dem Rollherd vorgewärmt werden, ehe sie in den Bereich der Hufeisenflamme auf dem Schweißherd gelangen.

---

[1]) Neuerdings wird die Sanddichtung auch weggelassen. Vgl. den Platinenofen, Stahl und Eisen, 1914, S. 1633.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1519.

Auch die Firmen **Eickworth und Sturm, Poetter, Huth und Röttger** haben die Spaltung der Flamme in mehrfacher Art durchgeführt, um zu demselben Ziel zu gelangen. Dabei tritt das Heizgas in der Mitte der Längswand oder auch in gewöhnlicher Weise an der Stirnwand ein. Besonders bemerkenswert ist ein Stoßofen (Eickworth und Sturm) für Hochofengas mit Umschaltfeuerung, bei dem Kammern für Gas und Rekuperatoren für Luft bestehen. Die Flamme wird gespalten, um beide zu erwärmen [1]).



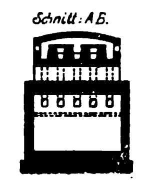
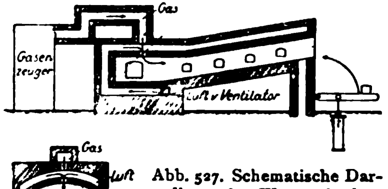


Abb. 526. Schematische Darstellung eines **kontinuierlichen Stoßofens, mit Umschaltfeuerung für Hochofengas** eingerichtet (der Georgs-Marienhütte geschützt). Bemerkenswert ist, daß die Flammenrichtung parallel der Bewegungsrichtung der Blöcke angeordnet ist, was sonst bei Umschaltfeuerung nicht möglich ist. Dadurch sind die Stirnseiten für die Stoßbeschickung frei. Um an der Einsatzseite die Blöcke vor zu schneller Erwärmung zu schützen, sind die zwischen den Gleitbahnen liegenden Gräben hier durch ein Gewölbe abgedeckt. Zu demselben Zweck läßt man die Verbrennungsluft von dieser Seite her in der Ofenmitte eintreten und erreicht dadurch die volle Hitze erst an der Ausziehstelle. *e* und *g* sind Gaskammern, *f* und *h* Luftkammern. Der Ofen leistet 130 t in der Schicht, kann aber bis 180 t leisten. Abbrand = 2—2$^1/_2$%. Gasverbrauch 40—50000 cbm (950 WE, mit 0,3—0,6 gr Staub) in der Schicht. (Vgl. auch Abb. 530.)

Es muß noch der Erfindung von **Weardale** gedacht werden [2]). Ihr Wesen besteht darin, daß die Luft in den Seitenwänden und hauptsächlich in dem durch ein Doppelgewölbe gebildeten Zwischenraum in der Decke vorgewärmt und in einen Gasbrenner, wie bei einem Bunsenbrenner eingeführt wird. Das Gewölbe wird dabei in sehr

---

[1]) Es sei hier auf Stahl und Eisen, 1914, S. 1120 und 1595 verwiesen. Die Spaltung der Flamme erfolgt bei Eintritt in der Mitte nach links und rechts oder bei Eintritt am Ende derart, daß ein Teil der Flamme in der Mitte nach unten in einen Rekuperator oder in eine Kammer geführt wird, der übrige Teil bis zur Einsatztür des Stoßofens weiter geht und dann unmittelbar in den Essenkanal fällt. Eine andere Anordnung läßt die in der Mitte abgezweigten Gase erst noch einen Kanal unter der Herdsohle erwärmen, damit die letztere auch von unten gewärmt wird. Bei Anwendung von Hochofengas muß die Kammer an die Stelle des Rekuperators treten.



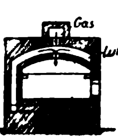


Abb. 527. Schematische Darstellung der **Weardalefeuerung**. Die Luft wird unter dem Herde, auch vielfach in Rekuperatoren, dann in den Seitenwänden und schließlich in dem Hohlraum zwischen den beiden Deckengewölben vorgewärmt und tritt zusammen mit dem Gas in den Heizraum ein. Oben ist ein Stoßofen angedeutet, bei dem eine Wurfschwinge den Block einwirft und dabei die im Ofen befindliche Blockreihe vorwärtstreibt.

In der genannten Quelle, S. 1596 u. f. ist auch eine Umsteueranordnung von **Brüninghaus** genannt, bei der fahrbare Kammern abwechselnd in den Abgaskanal und Luftkanal eingeschaltet werden. Dasselbe wird auch durch eine verschiebbare Brille erreicht. Ebenda S. 1604 ist ein breiter Stoßofen dargestellt (**Poetter und Wellman-Seaver**), bei dem die Flammenrichtung bei Anwendung einer Umschaltfeuerung mit 4 Kammern die Stoßrichtung kreuzt, aber ein Teil der Flamme abgezweigt wird und in gewöhnlicher Weise an der Einsatztür in den Essenkanal fällt. (Abb. 529.)

[2]) Vgl. Literatur, auch den Vortrag von **Desgraz**.

wirksamer Weise gekühlt. Da die Luftvorwärmung nicht genügte, ordnete man später Rekuperatoren unter dem Herd oder auch seitwärts an.

Obwohl die ersten Ausführungsformen verlassen sind, haben sich Doppelgewölbe und Brenner vielfach behauptet und gute Ergebnisse

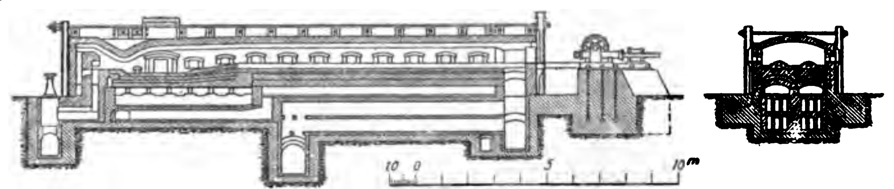


Abb. 528. Stoßofen von Poetter für hochwertige Gase. Das Gas tritt von links ein, dabei tritt durch Öffnungen in der Stirnwand bereits Luft von außen in die senkrechten Gaskanäle, bevor die im Rekuperator und unter dem Stoßherd erhitzte Sekundärluft oben unter dem Gewölbe eintritt. Sie ist auf 450—500° erwärmt. Statt des Rekupurators kann auch ein Dampfkessel die Abhitze aufnehmen und 2,5—3,0 kg Dampf für 1 kg Kohle erzeugen. Die Gleitschienen sind mit und ohne Wasserkühlung gebaut. Beim Übergang vom Stoßherd zum Schweißherd wird Magnesit verwendet. Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 874.

gezeitigt; namentlich scheint sich die Anordnung bei sehr langen Öfen, die ganz gleichmäßige Temperatur haben müssen, z. B. Spantenwärmöfen (vgl. unter Öfen für Sonderzwecke) gut zu bewähren [1]). Vgl. Abb. 527, 543, 545.

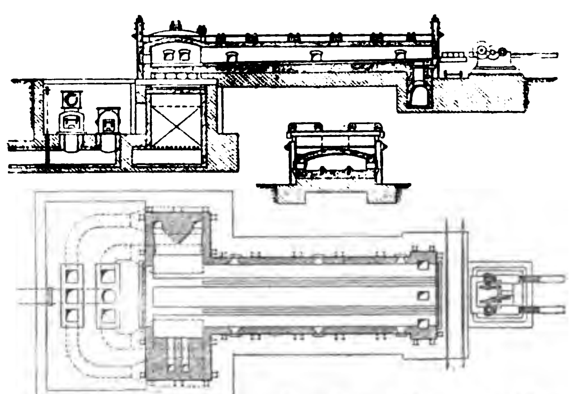


Abb. 529. Kontinuierlicher Stoßofen (Durchstoßofen) der Wellmann-Seaver-Gesellschaft. Er ist zwecks Verwertung geringwertiger Gase als Umschaltofen gebaut. Die Flammenrichtung ist quer zur Stoßrichtung gestellt und ein Vorwärmherd angebaut. Bei dieser Anordnung sind beide Stirnseiten zwecks Durchstoßanordnung frei. Stahl und Eisen, 1914, S. 1602.

Naturgas, Koksofengas, Wassergas [2]).

Naturgas wird in den Vereinigten Staaten viel angewandt. Koksofengas wird aus wirtschaftlichen Gründen besser den Martinöfen und städtischen Leuchtgasbetrieben vorbehalten und Wassergas Schweißzwecken.

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 790, 792, 793, 795, 875, 876, wo Ausführungen der Firmen Heimsoth und Vollmer (Nachf. von Schmidt und Desgraz), Bender und Främbs, Ifögesellschaft dargestellt sind.

[2]) Vgl. Literaturnachweis.

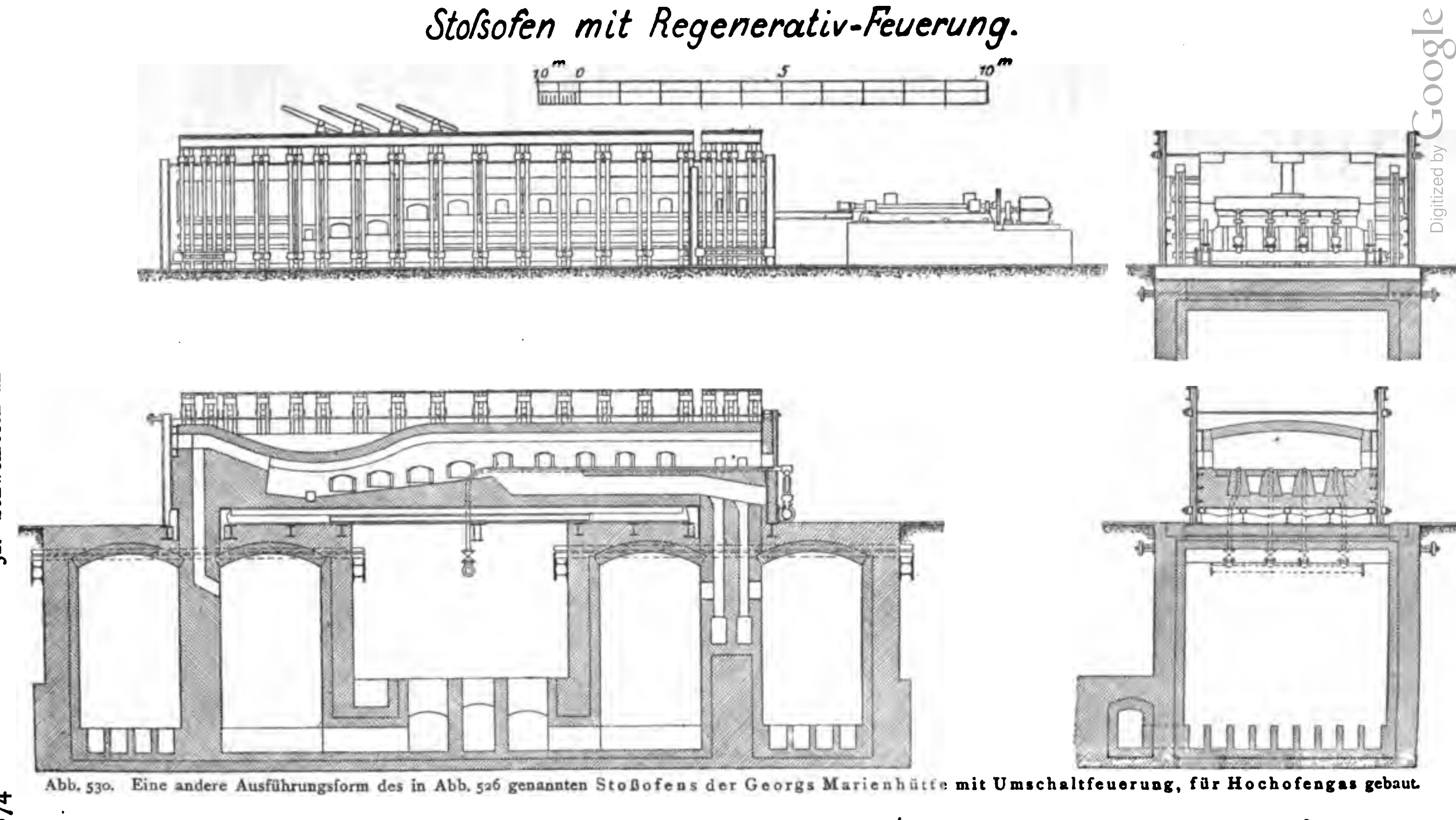


Abb. 530. Eine andere Ausführungsform des in Abb. 526 genannten Stoßofens der Georgs Marienhütte mit Umschaltfeuerung, für Hochofengas gebaut.

Wir werden einen mit Wassergas geheizten Siederohrschweißofen noch kennen lernen.

Ölfeuerung [1] (vgl. auch S. 195, 400, 503, 591).

Sie kommt als Masut- und Teerölfeuerung zur Anwendung und wird durch die Abb. 531—535 gekennzeichnet.

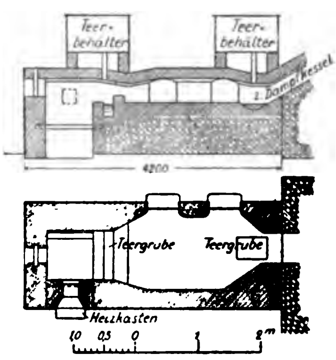


Abb. 531. Wärmöfen für Blöcke in Bruckbacherhütte (Österreich), mit Braunkohlen und Teer geheizt. Der Teerzufluß am Fuchs soll die Leistung des Dampfkessels steigern. Vgl. Stahl und Eisen, 1895, Nr. 1. Werkzeugstahl in steirischen und niederösterreichischen Werken (Ledebur).

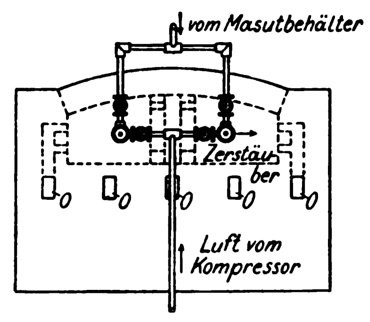


Abb. 532. Masutfeuerung bei einem Schweißofen. Bei *O* wird Verbrennungsluft (Sekundärluft) in den Ofen geführt. Die Heizdüse führt das Masut in einem engen Rohr ein; außen wird dies von Druckluft umspült, die aus einem Kreisring austritt. Beides Masut und Luft werden unter Druck zugeführt (6 und 3 Atm.). Ersteres auch in einem dampfgeheizten Röhrenapparate vorgewärmt. Vgl. Heck, Masutfeuerungen, Stahl und Eisen, 1904, S. 1430.

Für uns kommt nur Teeröl in Frage. Sein Preis ist entscheidend.

Bei gut gebauten und betriebenen Wärmöfen ist bei Preisen, wie sie vor dem Kriege bestanden, die Teerölfeuerung nicht billiger, aber

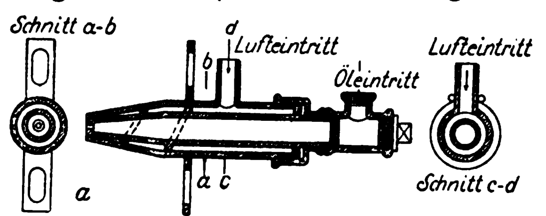


Abb. 533. Heizdüse für Teeröl- und Naphtalinfeuerung nach Hausenfelder. Stahl und Eisen, 1912, S. 772.

sauberer [2]). Bei kleinen und nur zeitweise betriebenen Öfen kommt allerdings in Erscheinung, daß der Brennstoffverbrauch mit Abstellen des Ölzuflusses vollständig aufhört.

Für solche Fälle hat Ölfeuerung eine große Bedeutung.

Auf einem Werke fand der Verfasser Teerölfeuerung angewandt, um bei Verwendung von Hochofengas die Temperatur zu heben. Es wurde mit Preßluft von 5 Atm. zerstäubt.

---

[1]) Vgl. Literaturnachweis und Abbildungen.

[2]) Vgl. Cords (Literaturnachweis).

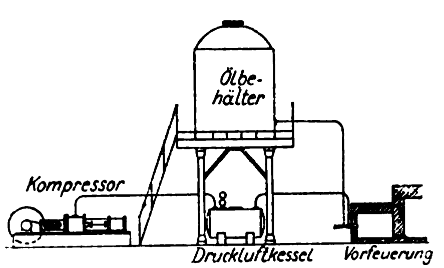
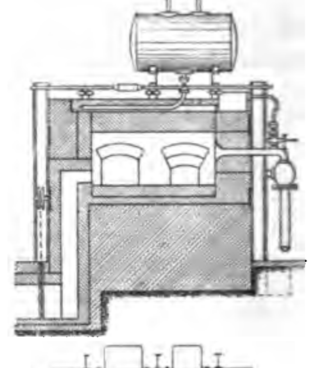


Abb. 534a. Anordnung einer Teerölfeuerung. Der zum Zerstäuben nötige Gebläsedruck beträgt 400—600 mm Wassersäule. Nach Hausenfelder, Stahl und Eisen, 1912, S. 772.



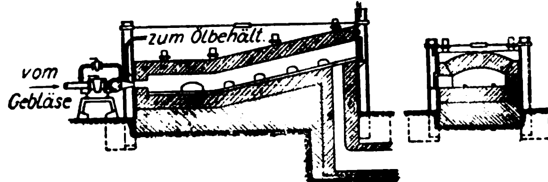
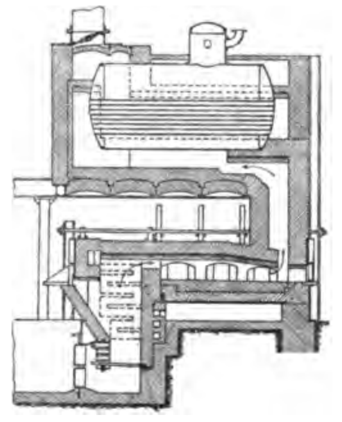


Abb. 534b. Wärmofen, mit Teeröl geheizt, gebaut von der Firma Kerpen und Klöpper in Dortmund. Der Ölverbrauch beträgt 18—20 kg in 1 Stunde, für jede Düse. Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 776.



Abb. 535. Schmiedeofen mit Teerölfeuerung von Lochner in Jena. Um flache Körper bis zu 1400° zu erhitzen, braucht man 270 kg Teeröl. Nach Hausenfelder Stahl und Eisen, 1912, S. 776.



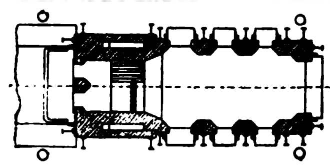


Abb. 536. Schmiedeofen mit Halbgasfeuerung und darüberliegendem Dampfkessel von Blezinger. Der letztere liefert 4—4,5 kg Dampf für 1 kg verstochte Kohle. Die Feuerung arbeitet mit Unterwind und mit Sekundärwind, der unter dem Herde, dann in den Umfassungswänden des Gaserzeugers vorgewärmt wird. Vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 723. Ein ähnlicher Ofen, gleichfalls von Blezinger ist in Stahl und Eisen, 1914, S. 794 abgebildet und beschrieben.

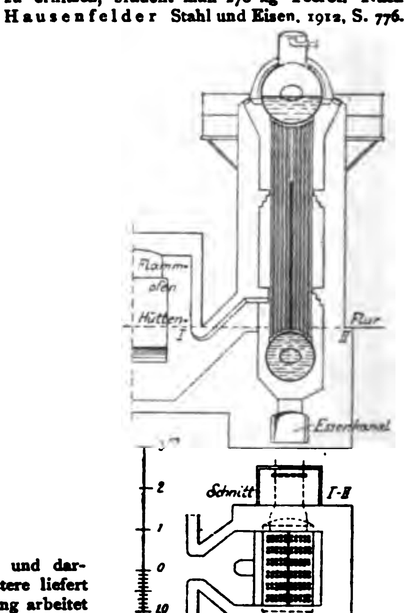


Abb. 537. Garbekessel v. 120 qm Heizfläche hinter einem Flammofen. Aus Peter, »Die Abhitzekessel« Verlag Knapp in Halle.

Andries (vgl. Lit.) nennt Zahlen über Ölverbrauch usw. Teeröl ist der Leuchtgasfeuerung, die bei Einsatz- und Härteöfen viel angewandt wird, wirtschaftlich überlegen. (Vgl. auch S. 679 Fußnote.)

Abhitzeverwertung [1]).

In einem Falle wird ein an den Wärmofen angebauter Härteofen genannt; sonst kommt nur Dampf- und Warmwassererzeugung in Frage, letztere auch bei geringeren Temperaturen der Essengase wie 600°. Leider besteht nicht überall bei den auf elektrischen Antrieb eingerichteten Werken die Verwendungsmöglichkeit für Dampf.

Es kommen alle Kesselsysteme in Frage (vgl. auch unter Wärmehaushalt, wo Zahlenwerte genannt sind, und Abb. 536 und 537, auch den Text der Abb. 528).

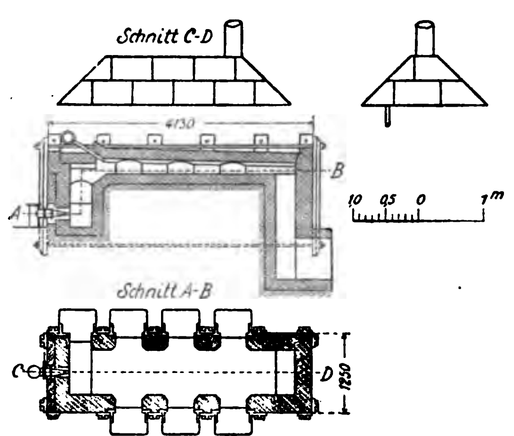


Abb. 538. Wärmofen in Kapfenberg für Werkzeugstahlblöcke mit einfacher Halbgasfeuerung (Unterwind und Oberwind). Nach Ledebur, Stahl und Eisen, 1895, Nr. 1.

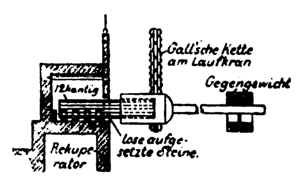


Abb. 539. Schematische Darstellung des Wärmens eines frei hängenden Schmiedeblocks in einem gasgeheizten Ofen. Die Drehung des Blockes erfolgt vom Laufkran aus, durch einen besonderen Motor.

Öfen für Sonderzwecke. (Abb. 535 und 538—546.)

a. Schmiedestücke [2]).

Gewöhnliche Rostfeuerung kommt nur bei kleinen Stücken und kleiner Erzeugung in Betracht. Sonst wird Halbgasfeuerung unter Verwertung der Abhitze unter Dampfkesseln und Rekuperatoren (bei größeren Öfen) angewendet. Der erzeugte Dampf findet auch heute noch in Hämmern und Pressen Verwendung. Sehr wichtig ist die gute Vorwärmung der Luft, um ohne Luftüberschuß arbeiten zu können [3]).

Große Blöcke und Schmiedestücke verlangen große Ofenräume und deshalb sehr hohe Temperaturen, um überall gleichmäßige Hitze zu haben. Diese Erwägung führt zur Gasfeuerung auch da, wo die Kohlen

---

1) Vgl. Peter (Literaturnachweis).

2) Schmiedefeuer und Schweißfeuer sind hier nicht berücksichtigt.

3) Nach Peter (vgl. Literatur) sind bis 6% CO in den Abgasen gefunden, 2—3% genügen vollauf, um eine reduzierende Atmosphäre zu gewährleisten.

billig sind. Man kann Rekuperator- und auch Umschaltfeuerung anwenden, letzteres muß man tun, wenn die Ofenräume so groß sind, daß man nicht ohne Wechsel der Einströmrichtung auskommen kann (vgl. Abb. 544).

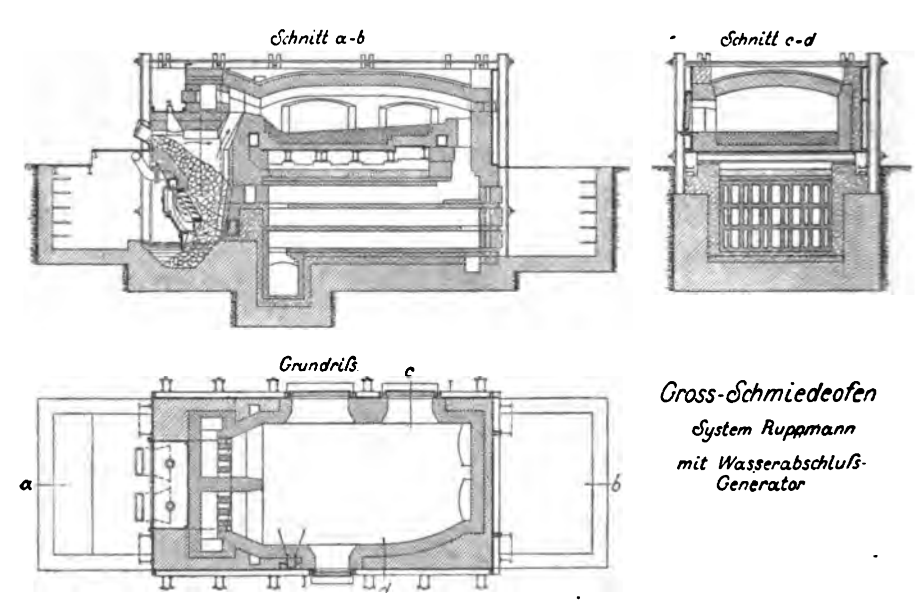


Abb. 540. Wärmofen für schwere Schmiedestücke, System Ruppmann, der mit Halbgasfeuerung, und Wasserabschluß, ohne Planrost arbeitet. Der Rekuperator läßt die Essengase durch die weiten und die Luft durch die engen Kanäle durchströmen. Bei einer Herdgröße = 2,5 × 1,4 m wurden in einem Falle rund 12 t Einsatz in 10 Stunden mit einem Aufwand von 11% Nußkohle (5100 WE) gewärmt. Temperatur im Ofen = 1200°. Solche Öfen werden auch als Stoßöfen, Rollöfen, Schweißöfen und Glühöfen gebaut. Nach einer Zeichnung der Ofenbaufirma Wilhelm Ruppmann in Stuttgart.

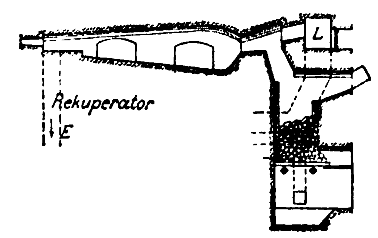


Abb. 541. Schematische Darstellung eines Kleinschmiedeofens System Ruppmann (Ofenbaufirma Wilhelm Ruppmann in Stuttgart) mit Halbgasfeuerung, unter Anwendung eines Planrostes und Rekuperators. Die Öfen werden für Leistungen von 500—1000 kg in 10 Stunden bei einer Herdfläche von 0,5 × 0,4 m bis 1,05 × 0,5 m, teils für Koks, teils für Gasflammkohle gebaut. Brennstoffaufwand = 25—35% (während Schmiedefeuer 75—100% und mehr gebrauchen). L = Luft.

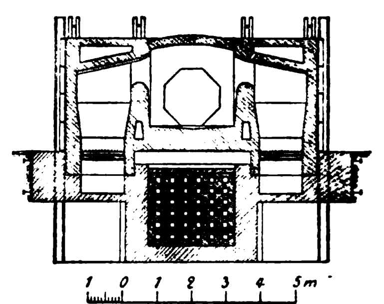


Abb. 542. Wärmeofen für schwere Schmiedeblöcke, gebaut von Bender und Främbs in Hagen, mit Halbgasfeuerung und Rekuperator. Die vorgewärmte Sekundärluft tritt aus den Raum über dem Gewölbe, nach unten ausfließend ein. Es werden Blöcke bis zu 75 t Gewicht gewärmt. (Stahl und Eisen, 1914. S. 792.)

Man hat auch Hochofengas[1]) unter Anordnung guter Rekuperatoren angewendet, auch Teeröl und anderes Öl[2]).

Blöcke und Stücke, die nicht mehr mit der Hand regiert werden können, hängt man in der Schwebe, am Laufkran, im Sinne der Abb. 539 auf. Noch schwerere Blöcke und Stücke legt man (hohl) auf eine Wagenplattform, die die Sohle des Ofens bildet. Bei Gewichten über 80 t ist dies unbedingt nötig. (Abb. 545.)

Zum Bau der Ofensohle benutzt man in neuerer Zeit vielfach Quarzitschiefer oder auch Magnesit. Für Schlackenabfluß muß gut gesorgt werden.

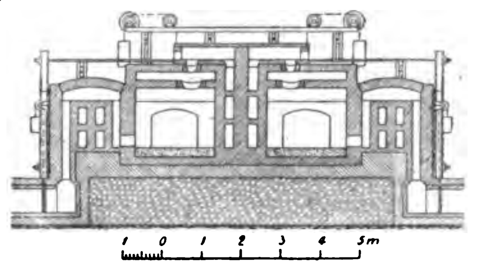
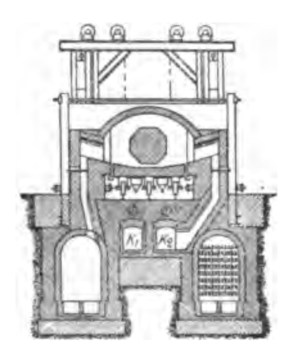


Abb. 543. Doppelschmiedeofen mit Weardalegasfeuerung und Rekuperatoren von Heimsoth und Vollmer in Hannover. Die beiden Einsatzräume sind je 2 m breit und 1,5 m hoch. Die sich in Rechtecken darstellenden Kanäle des Rekuperators sind Luftkanäle. Stahl und Eisen, 1914, S. 792.



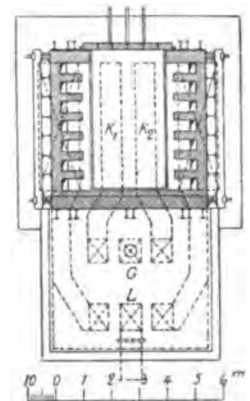


Abb. 544. Großblockschmiedeofen von Friedrich Siemens mit Umschaltfeuerung, ohne Gaskammern. G = Gasventil, L = Luftventil. Das Gas wird in den Sohlkanälen K_1 und K_2 vorgewärmt und verteilt. Zu beachten sind die nebeneinanderliegenden Gas- und Luftausströmungen (Gitteranordnung). Als Mischraum für Gas und Luft dient der große Ofenraum selbst. (Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 789.)

b. Radreifen. (Abb. 547 und 548.)

Sie werden in gewöhnlichen Rollöfen mit Rostfeuerung flachliegend gewärmt, besser aber stehend in gasgeheizten Rekuperativöfen (Abb. 548).

Einen mit Hochofengas geheizten Radreifenofen mit Umschaltfeuerung zeigt Abb. 547. In solchen Öfen werden auch Radreifenblöcke und Radscheiben gewärmt[3]).

Radreifen sind sehr empfindlich gegen Übermüdung. Daher bewährte sich eine Temperatur von 900° nicht, wenn sie etwas länger im Ofen verweilten[4]). Man ging auf einem Werk deshalb nicht über 850°.

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 796. Ofen von Bender und Främbs.

[2]) Ein Beispiel und Abbildung bringt Stahl und Eisen, 1912, S. 198. Es wird Stabeisen in 1 Stunde schmiedewarm gemacht, um daraus Nieten herzustellen. Herdlänge 8 m. 110 kg Öl für 1 t.

[3]) Vgl. Literaturübersicht.

[4]) Dies zeigte ich schon unter dem Einfluß der Mittagspause.

c. Platinen und Feinbleche. (Abb. 549—553.)

Einfache unmittelbar mit Kohlen und mit Gas geheizte Öfen stellen Abb. 549—552 dar. Die ersteren erfordern außerordentlich viel Kohle, um so mehr, als es vermieden werden muß, daß die Platinen und Bleche

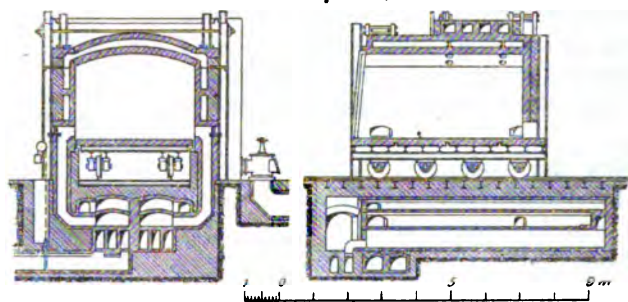


Abb. 545. Wärmofen für große Blöcke, Schmiedestücke, Turbinentrommeln usw. von Heimsoth und Vollmer in Hannover, mit Gasfeuerung. Das Gas tritt von oben her durch die Brenner ein und vermischt sich mit der im Gewölbehohlraum vorgewärmten Luft. Die Abgase heizen den Rekuperator (in der Mitte ist der Luftzug, zu beiden Seiten die Abgase). Die Verbrennungsluft fließt aus dem Rekuperator in den Kanal über dem Rekuperatorgewölbe, dann in die Kanäle in den Seitenmauern und dann in den Hohlraum über dem Ofengewölbe. Die Anwärmedauer für einen kalt eingesetzten Block von 25—30 t beträgt etwa 9 Stunden. In einem Falle wurden 10,5 % Kohle (vom Einsatzgewciht) gebraucht. Stahl und Eisen, 1914, S. 790.

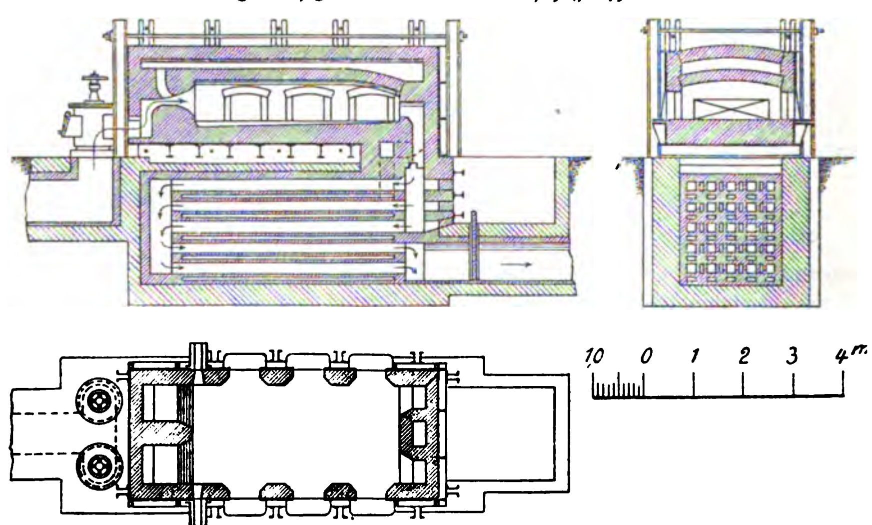


Abb. 546. Gasgeheizter Schmiedeofen mit Rekuperator von Bender und Främbs. Hier ist auch im Sinne von Weardale ein Doppelgewölbe behufs Vorwärmung der Sekundärluft ausgeführt. Über den Rekuperator gilt das bei Abb. auf S. 667 Gesagte. Luft und Gas fließen im Winkel von 90° zusammen.

von der Flamme getroffen werden (Schutzgewölbe[1]) oder sehr hohe Feuerbrücken!) und mit stark reduzierender Flamme gearbeitet wird (wenigstens 3—4 % CO in den Abgasen), um der schädlichen Zunder-

[1]) Diese Schutzgewölbe benutzt Immel zum Vorwärmen. Stahl und Eisen, 1896, S. 666 und Abb. 550.

bildung entgegen zu wirken. Die Abhitze ist wegen der kurzen Herde sehr bedeutend. Einen Platinenofen mit Umschaltfeuerung von Siemens beschreibt Stahl und Eisen, 1914, S. 1630 (30 t Platinen in der Schicht).

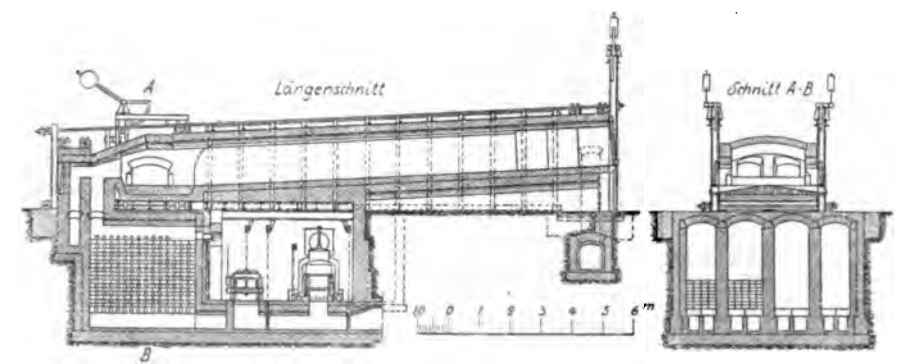


Abb. 547. **Radreifenwärmofen von Friedrich Siemens mit Umschaltfeuerung, für Hochofengas bestimmt.** Durch den Rollherd läuft ein Sattel, der den Raum in zwei Hälften teilt. Die Flamme teilt sich über dem Schweißherd, wobei ein Teil in das zu wärmende Kammerpaar geleitet wird, während der andere Teil in gewöhnlicher Weise über den Rollherd nach dem Schornstein zieht. Die Mittelwand besteht am Einsatzende aus Gußeisen, im übrigen aber aus Mauerwerk. Die Radreifen lehnen sich zu beiden Seiten an und rollen dem Schweißherd zu, wo sie umgelegt und gezogen werden. Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1601.

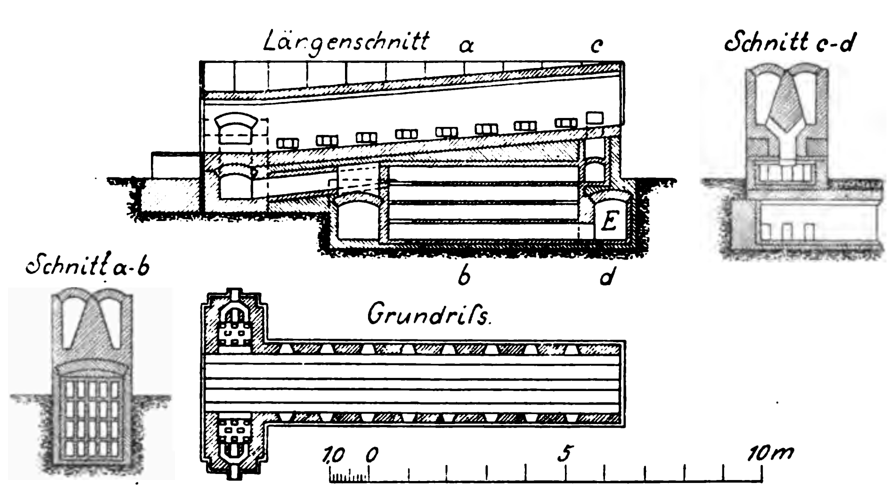


Abb. 548. **Radreifenwärmofen mit Gasfeuerung und Rekuperator für eine Einsatzleistung von 180—200 t geschmiedete Radreifen in der Schicht.** Der Ofen ist durch eine Mittelwand in zwei Hälften zerlegt. In jeder Hälfte rollen die angelehnten Radreifen selbsttätig vor, um am Stirnende gezogen zu werden. Der Grundriß zeigt die Anordnung der Luft- (von unten) und Gaseinströmungen (seitlich). Vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 454.

Platinen und Feinblechöfen (z. B. 1 Platinen und 2 Feinblechöfen) arbeiten immer gemeinsam für eine Walzenstraße. Maier (Friedenshütte)[1]) benutzt die Abgase des einen Ofens, um den anderen unter

[1]) Stahl und Eisen, 1912, S. 667.

Zugabe von etwas Gas und Luft zu heizen. Er verwendet ein Mischgas aus Koksofen- und Hochofengas und wärmt die Luft in Rekuperatoren vor.

Kontinuierliche Öfen sind für diesen Zweck noch nicht eingeführt[1]).

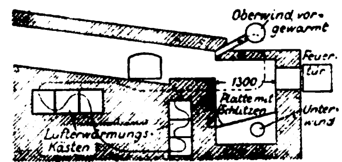


Abb. 549. Wärmofen für Feinbleche eines Steiermärker Werks, mit Halbgasfeuerung, auf Torf eingerichtet. Unterwind und Oberwind. Aus dem Reiseskizzenbuch des Verfassers.

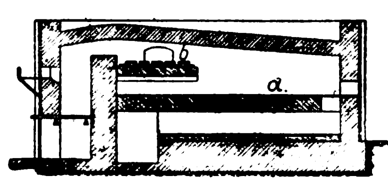
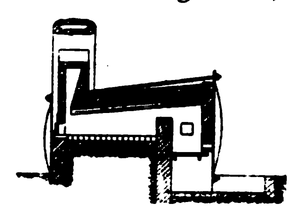


Abb. 550. Platinen- und Feinblechwärmofen von Immel. Das Schutzgewölbe *b* dient zum Platinenwärmen, *a* zum Wärmen der Blechstürze. (Stahl und Eisen, 1896, S. 666).



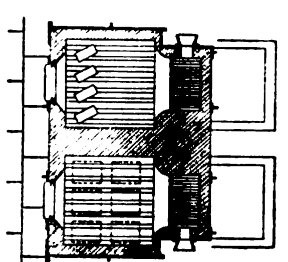


Abb. 551. Englischer, unmittelbar gefeuerter Wärmofen für Platinen und Feinbleche. Vorstreck- und Fertigofen nebeneinander. Der Fertigofen tritt nach dem ersten Doppeln in Tätigkeit. Im Vorstreckofen wird zweimal gewärmt, im Fertigofen dreimal, bis die Platine von 16 mm Dicke auf ein Blech von 0,31 mm nach dreimaligem Doppeln ausgewalzt ist. Es wird mit stark reduzierender Flamme gearbeitet. Verh. Rostfläche: Herdfläche = etwa 1 : 5. Die hohe Feuerbrücke schützt vor unmittelbarer Berührung durch die Flamme, die vermieden werden muß. Vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 1152.

d. Öfen für Kesselböden (Bördelöfen), große Bleche, Wellrohre, Spanten usw.

Es bestehen sehr große Ofenräume. Um diese gleichmäßig zu erhitzen, muß man sehr hohe Temperatur anwenden. Die Siemensfeuerung[2]) hat sich sehr gut bewährt. Für kleinere Abmessungen genügt auch Halbgasfeuerung mit Rekuperatoren[3]). Vgl. Abb. 458.

Ein Spantenofen größter Abmessungen (Herdfläche 26 × 1 m) erhielt Halbgasfeuerung in Verbindung mit Weardales Luftvorwärmung, indem 6 Halbgaserzeuger an der Längsseite verteilt wurden. Daneben waren auch 6 Rostfeuerungen für Koks vorhanden, um den einmal aufgeheizten Ofen in Hitze zu halten. Einen ähnlichen Ofen mit reiner Gasfeuerung haben Heimsoth und Vollmer gebaut[4]).

e. Öfen für Rohrstreifen und Rohre.

Einen Ofen alter Konstruktion zeigt Abb. 454. Der Kohlenverbrauch (gasreiche, nicht backende schwefelarme Kohle) ist sehr hoch (100—125 %).

1) Krämer macht einen solchen Vorschlag. Stahl und Eisen, 1913, S. 1775.

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 1629, auch ebenda, 1914, S. 1330, (Wellrohrwerk Eller mit einem Ofen 7,85 × 3,0 bei 2,3 m Höhe).

3) Stahl und Eisen, 1914, S. 1632 (Blezinger).

4) Stahl und Eisen, 1911, S. 694 und 1914, S. 1690.

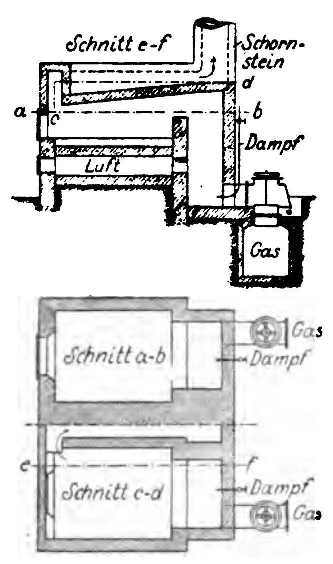


Abb. 552. Englischer mit Gas geheizter Platinen- und Feinblechwärmofen. Die Verbrennungsluft *l* wird unter dem Herde etwas vorgewärmt. Der Zweck der Dampfzuleitung ist in der Quelle nicht angegeben. Vgl. Stahl und Eisen, 1910, S. 1152.

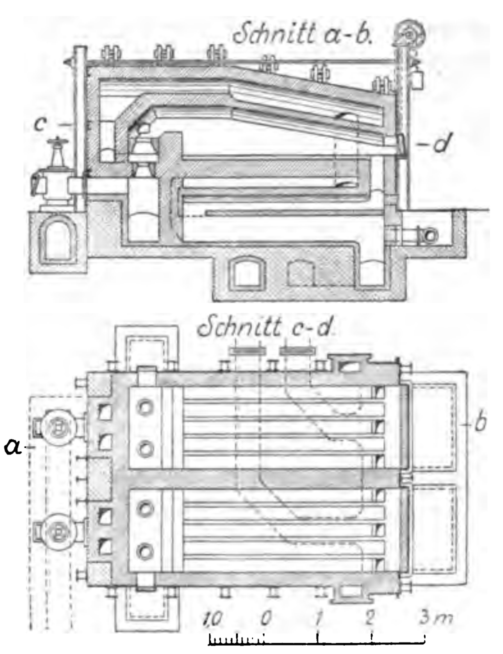


Abb. 553. Wärm- und Glühofen für Fein- und Mittelbleche von Heimsoth und Vollmer. Es ist Weardalefeuerung mit Rekuperator angewandt. Der Brenner, in den von unten das Gas und weiter oben die im Gewölbe vorgewärmte Luft einfließt, läßt die Feuergase nach oben ausströmen, damit sie nicht unmittelbar die Bleche berühren. Stahl und Eisen, 1914, S. 1737.



Abb. 554. Unmittelbar geheizter Rohrschweißofen aus den Achtziger Jahren.

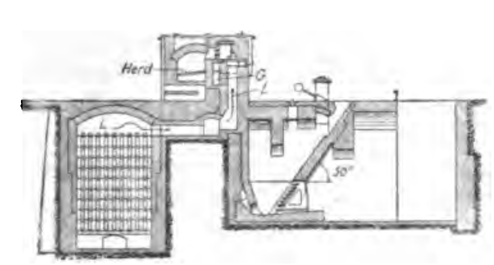


Abb. 555. Schweißofen für Siederohre mit Halbgasrekuperativfeuerung. Der Rekuperator ist ähnlich wie beim Morganofen S. 660 gebaut.

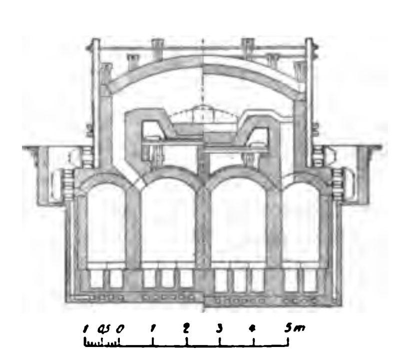


Abb. 556. Siederohrschweißofen mit Umschaltfeuerung. Das »gerundete« Rohr wird in den Schweißofen gestoßen, der sehr hohe Temperatur haben muß (nahezu Schmelztemperatur). Stahl u. Eisen, 1914, S. 98.

Es muß reduzierende Flamme gehalten werden, die wie bei Platinen und Feinblechen nicht unmittelbar auftreffen darf [1]).

Diese unmittelbare Feuerung mußte der Halbgas- und in neuester Zeit der Umschaltfeuerung weichen. Letztere mit und ohne Gaskammern [2]).

Die Abb. 555 und 556 geben den nötigen Einblick.

Man unterscheidet Gasrohre und Siederohre (3″—16″ Durchmesser). Erstere stumpf, letztere überlappt geschweißt. Bei letzteren unterscheidet

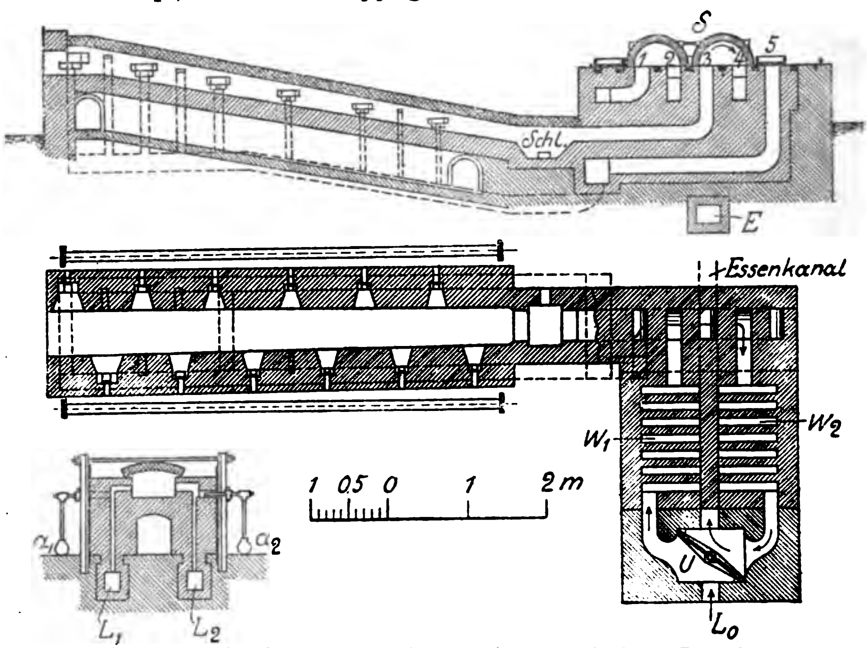


Abb. 557. Wassergasschweißofen für Röhrenstreifen und Rohre. Das Wassergas strömt aus dem Rohr a_1 ein, die Luft tritt in L_0 ein, geht durch Wärmespeicher W_1 dann durch die Muschelschieberkanäle *2* und *1* nach L_1, um sich dann mit dem Wassergas zu vermischen. Die Feuergase gehen durch die Kanäle *3* und *4* in den Wärmespeicher W_2, dann zum Essenkanal *E*. Die Wirkungsweise nach dem Umschalten ergibt sich von selbst, vgl. Bousse, Stahl und Eisen, 1906, S. 1321.

man das Wärmen der Streifen, um sie in einem Sonderwalzwerk abzuschrägen und dann auf der Rundbank, in einem Mundstück zu »runden«. Hierzu ist nur Gelbhitze erforderlich, die in einem modernen Ofen in 15 Minuten erzielt wird. Dem gerundeten Rohr wird in demselben Ofen Schweißhitze gegeben und dann im Walzwerk über einem Dorn geschweißt.

Gasrohre werden gleich beim Runden stumpf geschweißt.

Die Sohle der Öfen ist schwierig zu halten — Klebsandstampfung mit einer Schicht Kies. — Statt des letzteren sah der Verfasser auch Porzellanscherben verwendet.

---

[1]) Vgl. den Aufsatz von Bousse (Literaturübersicht). Daselbst ist auch ein verbesserter englischer Ofen mit abnehmbarer Decke, geneigtem Herd und Dampfkessel beschrieben.

[2]) Vgl. Eisner (Literaturübersicht).



Einen mit Wassergas geheizten Ofen zeigt Abb. 557. An Stelle des Wassergases kann auch Naturgas treten, auch ein Gemisch von Wassergas (50%) und Generatorgas (50%)[1].

Zum Einsetzen und Ausziehen von großen Rohren benutzt man Krane mit Auslegern, die mit 3 Fingern am Rohrumfang anfassen.

Die Berechnung der Abmessungen von Wärmöfen.

Von Schweißöfen war bereits S. 652 die Rede.

Bei Wärmöfen macht man nach der Hütte den Herd 1,9—2,0 m breit; bei vorgeblocktem Einsatz gilt 2,5—3,5 m und mehr. Länge des sog. Schweißherdes im ersten Falle 3—3,5 m, im zweiten 2—2,5 m. Vorwärmherdlänge = etwa 10—12 oder 8—10 m. Rostfläche (Halbgasfeuerung) = 12—18% der gesamten Herdfläche. Feuerbrücke = 25—35% der Rostfläche. Flammenabzüge zusammen 20—30% der Rostfläche. Höhe der Arbeitsplatte der Auszugtüren über Hüttensohle = 720—780 mm.

Diese Angaben werden nicht überall zutreffen. Die Verhältnisse sind zu verschieden. Hat man die Aufgabe, einen Wärmofen zu entwerfen, muß man zunächst die Herdfläche ermitteln und von der Wärmzeit ausgehen. Soll der Ofen z. B. 100 t in 10 Stunden wärmen, so muß er bei einer Wärmzeit von 4 Stunden 40 t Einsatzgut fassen. Dementsprechend muß die Herdfläche bemessen sein[2]. Je nach Ofenart und Art des Einsatzgutes muß man dies in den Herd eingetragen denken und entscheiden, ob man z. B. zweireihig oder in mehreren Lagen übereinander besetzen soll usw. (vgl. die Zahlentafel S. 691).

Ist die Wärmzeit zu kurz bemessen, so kommen die Blöcke noch kalt zum Ausziehen, ist sie zu lang, so wird zwar die Wärme der Feuergase gut ausgenutzt, aber der Ofen leistet zu wenig, hat zu viel Abbrand und gibt zu große Wärmemengen an die Umgebung ab.

Es spielt außer dem Blockgewicht auch die Ofentemperatur und die Temperatur des Einsatzes eine Rolle. Aus diesem Grunde hat auch eine theoretische Ableitung keinen Zweck. Der Versuch und die Ergebnisse gut gehender Öfen müssen als Ausgangspunkt dienen.

Der Verfasser fand die folgenden Zahlenwerte für die Wärmzeit, ohne sagen zu können, ob sie normale sind: Bei gasgeheizten Stoßöfen und kaltem Einsatz 3,85; 3,9; 4,2 Stunden; bei einem kleinen kurzen Ofen 3,2 Stunden, bei warmem Einsatz gewöhnlicher Länge 4,8 Stunden. Bei schweren Brammen (2,5—20 t) wurden 3—3½ Stunden genannt, bei einem Schmiedeblock von 25—30 t 9 Stunden; anderseits bei

---

[1] Vgl. den Aufsatz von Bousse. Stahl und Eisen, 1906, S. 1321.

[2] Hat man z. B. 40 To Knüppel, 50 × 50 mm, innerhalb 4 Stunden in 3 Lagen übereinander zu wärmen, so ist das Gewicht des zu wärmenden Eisenkörpers = $F \cdot h \cdot G$ (F = nutzbare Herdfläche in qm, h = Höhe = $3 \times 0{,}05 = 0{,}15$ m, G = Gewicht eines cbm Eisens = 7800 kg), und es gilt die Gleichung: $F \cdot 0{,}15 \cdot 7800 = 40000$ kg; daraus $F = 34{,}2$ qm; Ofenlänge bei 2,4 m nutzbarer Breite $= \frac{34{,}2}{2{,}4} = 14{,}3$ m.

einem kurzen Ofen, der nur zum Nachwärmen diente, 3/4 Stunden. Hartes Material braucht eine um 20 % längere Zeit.

Wenn die Herdfläche F ermittelt ist, muß die mittlere Höhe des Gewölbes h ermittelt werden. Diese ergibt sich ohne weiteres aus dem Rauminhalt über dem Herd = V[1]).

$$F \cdot h = V.$$

Den Wert V findet man, genau wie beim Martinofen (vgl. daselbst) unter der Maßgabe, daß sich die Gase eine bestimmte Zahl von Sekunden im Ofen aufhalten müssen.

Man geht also von der sekundlichen Kohlenmenge aus und ermittelt die Essengasmenge im Sinne der Berechnung S. 56. Bei gutem Steinkohlengas wird man 6 cbm Essengas, bei 0° gemessen, für 1 kg Steinkohle rechnen können, wenn ein Luftüberschuß nicht besteht.

$$S = \text{Zahl der Sekunden} = \frac{\text{Rauminhalt des Ofens in cbm}}{\text{Sekundliche Essengasmenge in cbm}}.$$

Der Verfasser fand bei einigen Öfen die folgenden Werte, ohne damit sie als normale bezeichnen zu wollen.

Bei einem Rollofen älterer Art	20	Sekunden
» gasgeheizten Stoßöfen	11	»
» einem neuzeitlichen Brammenwärmofen	15	»
» » älterem Brammenwärmofen (1892)	31	»

Auch hier neigt der Verfasser ebenso wie bei Martinöfen zu der Auffassung, daß die Ofenräume vielfach zu klein bemessen werden. Der letztgenannte Wert ist bei einem Wellmanofen ermittelt, von dem ausdrücklich gesagt wird, daß sich der große Ofeninhalt gut bewährt habe.

Natürlich gibt es auch hier eine Grenze, die nicht überschritten werden darf, ohne zu große Ausstrahlungsverluste und zu hohe Anlagekosten zu erhalten.

Die Größe des Rostes bei Halbgasfeuerung wird so ermittelt, wie dies beim Gaserzeuger gezeigt ist. (S. 273 und 279.)

Bei Öfen, die mit kaltem oder schwachwarmem Gas arbeiten, muß man einen Mischraum für Gas und Luft vorsehen und die Ofenlänge dementsprechend um etwa 2 m länger bemessen. Im allgemeinen wird man mit etwa 15 m gesamter Herdlänge auskommen. Darüber hinauszugehen hat keinen Zweck, weil der Wärmeübergang am Ende des Vorwärmherdes nur sehr gering ist. Wenn die Gase mit 700—800° den Herdraum verlassen, soll man zufrieden sein.

Die chemischen Vorgänge in Schweißöfen und Wärmöfen.

Beim Schweißen findet im beschränkten Umfang ein Frischvorgang statt, der sich beim Verarbeiten von Stahl und Feinkorn durch eine

[1]) Dabei ist der Einfachheit halber der Raum, den die Gleitrippen und das Einsatzgut selbst einnimmt, nicht berücksichtigt.

merkliche Kohlenstoffabnahme kenntlich macht. Stahl kann bei wiederholtem Einsetzen zu Schmiedeisen werden. Man arbeitet deshalb hier mit tiefer liegendem Herd und stark reduzierender Flamme.

Eine Schwefelaufnahme aus den Feuergasen ist auch unvermeidlich. Sie kommt z. B. beim Siederohrschweißen zur Geltung, weshalb hier eine schwefelarme Kohle gefordert wird.

Interessant ist die Bildung der Schweißschlacke und der Wärmofenschlacke. Es handelt sich dabei um einen Lösungsvorgang. Kommt ein Sandkorn mit einem Glühspankorn in Berührung, so lösen sich beide ineinander in gleichem Sinne, wie sich ein Salzkorn und ein Eiskorn auf der Straßenbahnschiene lösen. Vorbedingung ist nur, daß die entstandene Lösung ebenso wie die Salzlösung bei der herrschenden Temperatur flüssig bleibt.

Es handelt sich dabei nicht um eine chemische Verbindung; denn Kalk oder Tonerde führen ebenfalls zu einer solchen Schlackenbildung; nur wirkt ein hoher SiO_2-Gehalt beim Schweißen sehr günstig, weil er die Lösungskraft der Schlacke für Glühspan und die Dünnflüssigkeit erhöht.

Fehlt es dabei an Sand, so macht sich der Überschuß an Glühspan dadurch geltend, daß die Ofensohle und das Mauerwerk stark angegriffen wird. Ist Sand im Überschuß gegeben, so verzögert sich der Vorgang so lange, bis sich inzwischen wieder Fe_3O_4 durch Oxydation gebildet hat. Auf diese Weise wird das Gleichgewicht immer wieder hergestellt.

Die Schweißschlacke enthält neben 20—30 % SiO_2 50 und mehr Prozent Eisen, das letztere im Gegensatz zur Puddelschlacke weit überwiegend als FeO gebunden. Außerdem ist P_2O_5 (z. B. 0,74 %) vorhanden und CaO und MgO und wohl auch Al_2O_3 aus den Steinen [1]).

Auch kleine Schwefelmengen hat Ledebur gefunden, ohne eine Deutung zu geben. Sie lassen sich dadurch erklären, daß die Außenhaut aus den Feuergasen S aufnimmt, darauf eine Glühspanschicht erhält, die dann verschlackt wird.

Fe findet keine Zeit, sich höher als zu FeO zu oxydieren, da dies sofort gelöst wird. Vorhandenes Fe_3O_4 dient als Oxydationsmittel für Fe ($Fe_3O_4 + Fe = 4FeO$), so daß beim Lösungsvorgange weit überwiegend FeO zugegen ist.

In Wärmöfen fällt das Schweißen und die Sandzugabe fort. Es bildet sich aber auch hier eine Schlacke, die ähnlich wie die Tiefofenschlacke zusammengesetzt ist (vgl. bei Tieföfen). Sie rührt daher, daß Rost und Glühspan des Einsatzgutes mit der Herdsohle in Berührung kommt. Da wo Gleitschienen die Berührung hindern, ist es herabfallender Glühspan, der die Schlacke erzeugt.

---

[1]) Dichmann nennt Stahl und Eisen, 1911, S. 752, Analysenergebnisse. Er ist der Ansicht, daß der Schlacke Fe_3O_4 mechanisch beigemengt sein kann.



Wärmofenschlacke enthält etwa 28—35% SiO_2, bei 48—50% Fe. In einem Falle waren es 33% SiO_2; 57% FeO; 9,5% Fe_2O_3; 0,5% MnO bei 51% Fe. Dabei ist nicht etwa das Eisen als Fe_3O_4 vertreten, sondern in einer sauerstoffärmeren Verbindung, also weit vorwiegend als FeO.

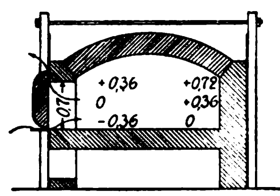


Abb. 558. Zug- und Druckverhältnisse bei einem Schweißofen. Die Zahlen bedeuten mm. Wassersäule. Nach Grum-Grzimailo. Stahl und Eisen, 1911, S. 2000.

Das Anfressen der Sohle ist oft sehr stark. Man muß vielfach besondere Schutzmaßnahmen einführen, zu denen der Einbau von Magnesitsteinen gehört; auch Quarzitschiefer hat sich gut bewährt, auch gestampfte Porzellanscherben.

Beim Tiefofen haben wir bereits davon gehört.

Zu hohe Temperatur und zu langes Verweilen im Wärmofen muß man vermeiden. Die erstere führt zur Überhitzung und womöglich zum Verbrennen (d. h. Sauerstoffaufnahme), das letztere zur Übermüdung. In allen diesen Fällen läßt sich ein gröberes Gefüge (vgl. Gefügelehre) nachweisen.

Hartes Flußeisen ist in dieser Hinsicht viel empfindlicher. Um beim Übergang vom weichen zum harten Material die Temperatur schnell

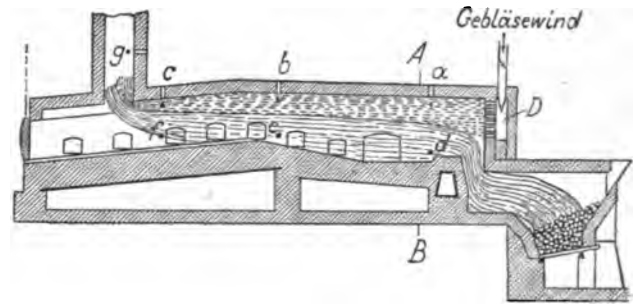


Abb. 559. Schematische Darstellung der Flammenführung eines Wärmofens mit Halbgasfeuerung in Rothe Erde. Die Sekundärluft strömt als kalter Gebläsewind bei *D* zu.
Die Gasanalysen bei *a b c* ergaben etwa 11% CO_2, 9% CO, 1,3 CH_4.
» » » *d e f* » » 7 » » 13 » » 1,5 »
Man vermehrte dann die Windmenge und erreichte dadurch wenigstens eine günstige Abgaszusammensetzung 17,3% CO_2, 0,8% O. Auch fiel der Kohlenverbrauch um 22%. Immerhin bleibt bei kalter Sekundärluft der Übelstand bestehen, daß sich Gas und Luft im Sinne der Skizze erst spät mischen. Dabei kam in Erscheinung, daß das Gewölbe durch die aus den oberen Öffnungen einströmende Luft durchaus nicht gekühlt wurde, im Gegenteil stärker abschmolz, als wenn man nur mit den unteren Öffnungen arbeitete (Stichflammen!) (Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 13 Philipps).

zu drücken, bleibt meist nichts anderes übrig, als einen Teil des Gases unverbrannt abziehen zu lassen.

Ganz besonders sorgfältige Überwachung erfordern schwere harte Blöcke und Brammen. Sie dürfen nur sehr langsam angewärmt werden, sonst erhalten sie Risse. Man soll sie deshalb noch warm in einen nicht zu heißen Ofen oder, wenn dies unmöglich ist, kalt in einen kalten Ofen einsetzen, wo sie langsam erwärmt werden.

Das Verbrennen ist sehr gefährlich. Der aufgenommene Sauerstoff äußert seine Wirkung darin, daß er das Eisen brüchig macht. Die durch ihn veranlaßte Gasentwicklung kann dazu führen, daß große Blasenräume entstehen, der Block förmlich aufgebläht wird[1]), Löcher erhält und beim Walzen bricht. S begünstigt die Erscheinung als Sauerstoffträger. Dies Verbrennen kommt auch bei weichem Material vor, ist aber bei härterem viel gefährlicher.

Um es zu verhindern, arbeite man mit nicht zu hoher Temperarur und am besten ohne jeden Luftüberschuß, so daß in kritischen Fällen immer noch 2—4 °/₀ CO im Essengase sind[2]). Ist eine Störung eingetreten, die verhindert den Block zu ziehen, so stelle man die Luft ab.

Es sei hier noch bemerkt, daß Glühspan keine feste chemische Verbindung ist, wofür sie im allgemeinen unter der Bezeichnung Fe_3O_4 gehalten wird. Ledebur sagt, daß im Durchschnitt die Formel $Fe_{13}O_{16}$ mit 73,74 °/₀ Fe gelten kann[3]).

Ohne Abbrand zu arbeiten ist unmöglich. Auch bei stark reduzierender Flamme besteht doch ein Übergewicht von CO_2 gegenüber CO, auch wenn freier Sauerstoff nicht vorhanden ist. Man kann eine Oxydation nicht verhindern.

Abb. 558 kennzeichnet die Zug- und Druckverhältnisse eines Wärmofens.

Erzeugungsmenge, Kohlenverbrauch, Abbrand bei Wärm- und Schweißöfen.

Schweißöfen müssen gesondert betrachtet werden. (Dies ist S. 650 geschehen.) Der Schweißvorgang erfordert viel mehr Zeit, Kohle und Abbrand.

Bei Wärmöfen entscheidet, abgesehen von der Handhabung des Einsetzens und Ausziehens, die erforderliche Wärmzeit. Mit ihrem Wachsen fällt die Tageserzeugung und wächst Kohlenverbrauch und Abbrand.

Sie ist sehr verschieden (vgl. darüber S. 685). Je kürzer die Wärmzeit, um so größer die Ofenleistung. Tagesleistungen von 300—400 t sind bei modernen Stoßöfen, kontinuierlich und nicht kontinuierlich arbeitenden, ganz gewöhnliche, sowohl bei Blöcken wie bei Knüppeln. Auch bei schweren Brammen gilt dies bei Handhabung der Einsetzmaschine.

Bei Platinen, Feinblechen und Handelseisen sind die Leistungen viel kleiner. Sie müssen ja den Walzenstraßen angepaßt werden.

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1912, S. 1366, wo ein solcher Fall erwähnt ist.

[2]) Philipps nennt für gewöhnlichen Wärmeofenbetrieb 17,3 % CO_2, 0,8 % O (Stahl und Eisen, 1912, S. 13). Eine andere Abgasanalyse ergab 16—17 % CO_2, 0,2—0,5 % O, 0,8—1,0 % CO. (Vgl. Abb. 559.)

[3]) Vgl. Stahl und Eisen, 1898, S. 610. Er nennt Zusammensetzungen bei Schweißeisen, Flußeisen und Tiegelgußstahl.

Die Temperatur des Einsatzgutes spielt eine große Rolle. Seitdem man erkannt hat, daß man leicht die doppelte Leistung bei halbem Kohlenverbrauch und Abbrand erreichen kann, ist man überall bestrebt, Knüppel und anderes Halbzeug warm einzusetzen, z. B. mit 500°. Mitunter dient der Wärmofen nur dazu, ein wenig nachzuwärmen, damit das Walzverfahren bis in die Fertigkaliber hinein glatt durchgeführt werden kann.

Als Durchschnittskohlenverbrauch mag der Wert von 9—10% vom Einsatz gelten.

Der Abbrand wird abgesehen von der Wärmezeit und den Dickenabmessungen auch durch den Luftüberschuß der Flamme und die Flammenrichtung beeinflußt. Davon war bei Sondererzeugnissen S. 677 die Rede. Im allgemeinen wird 2,5% als Durchschnittswert gelten müssen. Die günstigste Ziffer war in der Zusammenstellung des Verfassers 1,0% (bei kontinuierlich gewalzten Drahtknüppeln). Es kommen Werte bis 4,8%, ja sogar bis 7,5% vor. Die Unterschiede sind oft bei ein und demselben Ofen sehr groß.

Zahlentafel 1, Schweiß- und Wärmöfen[1]).

Nr.	Gattung des Einsatzes	Ofengattung	Tagesleistung t	Kohlenverbrauch in % vom Einsatz	Abbrand in %
		Schweißöfen			
1.	Schweißeisenpackete	Alter Schweißofen	12—16	80	12
1a.	ebenso	Halbgasfeuerung	18	etwa 40	15
2.	ebenso	Siemens'sche Gasheizung	48	22—25	13
3.	ebenso	Stapfofen (sehr gute Kohle)	40	15—16	11
		Wärmöfen für Flußeisen			
4.	Blöcke für Handelseisen	wie unter 2	90		
5.	ebenso	wie unter 3	60		
6.	Schwere Brammen	Wellmanofen (1892)	100		
7.	ebenso (2,5—20 t)	Siemensofen mit Gask.	300	12	2,5
8.	Vorgewalzte lange Brammen	Halbgasfeuerung. Stoßofen	300	8	
9.	Schienenblöcke	Halbgasofen; dann in	75	11—13	zusammen
10.	dieselben	Regenerativofen		5—6	1,3—1,9

[1]) Nr. 1—5 Pers. Notiz, Nr. 1a nach Tafel Stahl und Eisen, 1906, S. 134, Nr. 6 Stahl und Eisen, 1892, S. 732. Nr. 7 Stahl und Eisen, 1914, S. 787. Nr. 8 Stahl und Eisen, 1914, S. 1005. Nr. 9 und 10 Stahl und Eisen, 1882, S. 480. Nr. 11 und 12 Stahl und Eisen, 1914, S. 878. Nr. 13 Stahl und Eisen, 1901, S. 1029. Nr. 14 Stahl und Eisen, 1912, S. 1358. Nr. 15 Pers. Notiz. Nr. 16 Pers. Notiz. Nr. 17 Stahl und Eisen, 1914, S. 1122 und 1913, S. 2071 und 1914, S. 1600. Nr. 18 Stahl und Eisen, 1906, S. 602. Nr. 19 Stahl und Eisen, 1896, S. 666. Nr. 20—22 Pers. Notiz.

Zahlentafel 1, Schweiß- und Wärmöfen. Forts.

Nr.	Gattung des Einsatzes	Ofengattung	Tagesleistung t	Kohlenverbrauch in % vom Einsatz	Abbrand in %
		Wärmöfen für Flußeisen			
11.	Vorgewalzte Blöcke, kalt	Stoßofen mit Weardalefeuerung	200	7,3	3,25
12.	ebenso warm (500°)	ebenso	360	4,0	3,15
13.	Drahtknüppel	Morganofen 1901	168	5,4—6,4	1,1
14.	ebenso	ebenso 1912	330	5,5—6,0	1,0—1,5
15.	ebenso	Kontinuierlicher Rekuperativofen	300		
16.	Blöcke	Stoßofen mit Gasfeuerung	240	9—10	2½
17.	Blöcke	Stoßofen mit Hochofengas		für 1 kg 0,30—0,35 cbm (900 W-E)	
18.	Streifen und Siederohre	Ofen mit Kohle geheizt	14	100—125 kg für 100 kg Fertigerzeugnis	
19.	Platinen und Feinbleche	Kohlefeuerung (Immel)		30—28	
20.	ebenso	Gasgeheizte Ofengruppe	100		
21.	Vorgewalzte Knüppel (warm)	Gasfeuerung		3,2	
22.	Blöcke	Stoßofen Halbgasfeuerung	360	4,5	

Zahlentafel 2. Stoßofen mit verbesserter Weardalefeuerung (Heimsoth und Vollmer)[1].

Herdlänge	Lichte Ofenbreite	Blockquerschnitt	Blocklänge	Blockgewicht	Art der Beschickung	Leistung in 10 St.	Kalter oder warmer Einsatz	Steinkohlenverbrauch in % des Einsatzes	Heizwert der Kohle	Abbrand
m	m	m/m□	m/m	kg		t			W-E	%
17,0	2,3	130	900	110	doppelt chargiert	100	kalt	7,3	6900	3,25
18,0	2,6	65	2200	72	3 Lagen übereinander	130	kalt	7,0	6700	2,75
7,5	2,8	50	2500	48	2 Lagen übereinander	30	kalt	7,6	7100	3,50
13,0	4,5	125	2000	540	doppelreihig	180	warm (500°)	4,0	6900	3,16
16,0 Rollofen	2,4	275	1000	420	ebenso	60	kalt	8,0	6800	3,00

[1]) Stahl und Eisen, 1914, S. 875 und 878.

Der Wärmehaushalt von Schweiß- und Wärmöfen.

Temperaturen.

Auf einem oberschlesischen Werke wurden folgende Temperaturen gemessen:

Gewärmte Flußeisenblöcke bei weicher Qualität 1150°, bei harter 1050°. Walztemperatur 950—1100° bei Beginn des Walzens[1]).

Grzimailo[2]) maß bei Schweißöfen eine Temperatur von 1200° im Fuchs. Ein Blockwärmofen hatte 1200° im Arbeitsraum, 700° im Fuchs. Ein Rollofen schickte die Gase mit 600° unter den Kessel. Der Verfasser maß bei einem Wärmofen hintereinander 1279, 1297, 1348 — im Mittel 1308°, als Temperatur an der heißesten Stelle. In einem Morganstoßofen in Eschweiler wurden 1300° über dem Herd und 800° am Ende gemessen[3]).

Man wird wohl ziemlich richtig schätzen, wenn man die Ofentemperatur an heißester Stelle bei Schweißeisen mit 1300—1400°, bei Flußeisen mit 1200—1300° (je nach Qualität) und die Abzugstemperatur bei Stoßöfen mit durchschnittlich 900° als Mittel zwischen 700 und 1100° einschätzt. Selten werden die letzteren eine geringere Temperatur als 800° aufweisen, oft eine über 1000° hinausreichende[4]).

Die Luft wird bei Umschaltöfen bis auf 1000° vorgewärmt[5]), in sehr dünnwandigen Rekuperatoren vielleicht auf 600—700° und in starkwandigen auf 450—500°[6]).

Bei Halbgasfeuerungen ohne Rekuperator wurden in einem Falle 135° gemessen[7]). In eisernen Rekuperatoren wird man, falls sie haltbar bleiben sollen, höchstens 250° erreichen. Im Doppelgewölbe eines Weardaleofens wird eine Temperatursteigerung um 130—200° erreicht, so daß die Luft mit 300—400° in den Brenner eintritt[8]).

Die Temperatur der abziehenden Gase läßt sich durch Rekuperatoren oder Dampfkessel auf 300° drücken[9]). Meist wird man allerdings dies nicht erreichen und oft noch sehr hohe Essentemperaturen haben.

1) Pers. Notiz des Verfassers.

2) Stahl und Eisen, 1911, S. 2000.

3) Stahl und Eisen, 1912, S. 1358.

4) Stahl und Eisen, 1914, S. 873.

5) Stahl und Eisen, 1914, S. 1331 (Rohrwerk Eller). Ebenda, S. 1597, läßt sich ein Durchschnittswert von 727° berechnen.

6) Angabe von Poetter. Stahl und Eisen, 1914, S. 875.

7) Bei einem Kröllofen, dessen Eigenart in einem drehbaren, leicht auszuschlackenden Rost bei Halbgasfeuerung besteht (Stahl und Eisen, 1912, S. 951).

8) Persönliche Notizen nach Angaben von Desgraz.

9) Vgl. Peter, Stahl und Eisen, 1912, S. 811, für Dampfkessel. Ein Kleinscher Morganofen mit Rekuperator schickte die Gase mit 300° in die Esse (Stahl und Eisen, 1914, S. 101). Tafel maß allerdings bei einen Dampfkessel 420°, Stahl und Eisen, 1906, S. 134.

Wärmebilanzen. Beispiele:

a) Tafel (Stahl und Eisen, 1906, S. 134) rechnete wie folgt bei einem Schweißofen mit Halbgasfeuerung:

Wärmeeinnahme:	2960 kg	Kohle mit	6800 WE	= 20130000 WE	
Wärmeausgabe:	7710 »	Ausbringen mit je	248 »	= 1912100 »	= 9,5%
	1580 »	(= 17% des Einsatzes) Schweißschlacke	je 326 »	= 515100 »	= 2,6 »
	10000 »	Dampf (8 Atm.)	je 600 »	= 6000000 »	
	20000 »	Dampf um 80° überhitzt (auch der Dampf eines 2. Kessels)		800000 »	= 33,8 »
		Abgase 50900 kg mit 420°		5130000 »	= 25,5 »
		Verlust durch Strahlung usw aus dem Unterschiede		5772800 »	= 28,6 »
		Zusammen Wärmeausgabe:		20130000 WE	= 100,0%

Man sieht, welch erheblichen Anteil die Dampferzeugung bei diesem hohen Kohlenverbrauch hat (etwa 34%).

b) Peter (Stahl und Eisen 1912, S. 811 und 937) rechnet wie folgt:

Ein Knüppelwärmofen wärmte in der Schicht 42 t, verbrauchte 10,1 kg Kohle von je 6192 WE für 100 kg und erzeugte 12 kg Dampf für 1 qm und Stunde bei 80 qm Heizfläche oder 2,71 kg für 1 kg Kohle. Die Gase entwichen mit 300°. Die Knüppel wurden auf 1100° gebracht.

Wärmeeinnahme für 100 kg Knüppel	= 63000 WE		
Wärmeausgabe für 100 kg Knüppel			
a) Knüppelwärmen 100 × 1100 × 0,168	= 18000	»	= 26%
b) Dampferzeugung	17000	»	= 25 »
c) Essengase nehmen mit			19 »
d) Für Strahlung und Leitung bleiben			30 »
Zusammen:			100%

Bei einem anderen Kessel wurden 3,15 kg Wasser für 1 kg Kohle verdampft und der Dampf auf 270° überhitzt. Im Maximum ergaben sich 17 kg Wasser für 1 qm Heizfläche und Stunde. Peter rechnet aber nur mit dem Durchschnittswert von 13 kg.

c) Bei einem rheinländischen Blockstoßofen mit Halbgasfeuerung[1]) wurden 4,5 kg Kohle für 100 kg Einsatz gebraucht und 2,5 kg Wasser für 1 kg Kohle verdampft. Da diese Kohle unter dem Kessel 6,5 kg Wasser verdampfte, so bedeutet dies, daß der Wärmofen zu etwa 40% als Dampfkessel arbeitet, und für die Wärmarbeit in diesem Falle also nur 2,7 kg Kohle in Ansatz zu bringen sind.

d) Bei dem in der Fußnote S. 692 genannten Kröllofen[2]) mit Halbgasfeuerung wurden 9,7 kg Kohle für 100 kg eingesetzte Knüppel gebraucht. Unter Berücksichtigung der Dampferzeugungsarbeit verbleiben für die eigentliche Wärmearbeit nur 7,1 kg Kohle.

Man sieht, welchen Einfluß die Dampferzeugung auf den Wärmehaushalt hat. Wenn statt des Kessels ein Rekuperator eingebaut wird, müßte eine bedeutende Ersparnis an Wärmkohle erscheinen.

Daß dies nicht in vollem Maße der Fall ist, läßt darauf schließen, daß der Rekuperator dem Dampfkessel unterlegen ist. Man soll ihn nur soweit anwenden, wie es die günstige Vermischung von Gas und Luft und gegebenenfalls die Temperatur im Ofen verlangt und womöglich noch hinter dem Rekuperator einen Kessel einbauen, wenn man

[1]) Persönl. Notiz des Verfassers.
[2]) Stahl und Eisen, 1912, S. 951.

Verwendung für den Dampf hat. Tut man dies, kommt man mit starkwandigen einfachen Rekuperatoren aus, die wenig oder gar keine Reparaturen verlangen. Hat man allerdings keine Verwendung für den Dampf, so muß man dünnwandige Rekuperatoren oder Umschaltfeuerung wählen [1].

Vielfach wird ein viel zu großer Luftüberschuß gegeben. Dieser ist schädlich, weil die Temperatur auch ohne ihn zustande kommt, und er eine unnötige Wärmeausgabe bedeutet [2]. Er erhöht auch stark den Abbrand. Andererseits führt ein zu hoher Gehalt an CO in den Abgasen auch wiederum zu Wärmeverlusten. Eine beständige Prüfung der Abgase ist unbedingt geboten.

---

[1]) Vgl. den Meinungsstreit zwischen Tafel und Siemens. Letzterer unterschätzt den Vorteil des Kessels. Stahl und Eisen, 1906, S. 134.

[2]) Der Fall liegt hier anders wie beim Gießereiflammöfen, wo die zum Schmelzen nötige Temperatur nur bei sehr großem Luftüberschuß erzielt werden kann vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers.

VII. Gefügelehre.

53. Begriff.

Die Gefügelehre soll in diesem Lehrbuche alles umfassen, was für die Beurteilung der Beschaffenheit des schmiedbaren Eisens in Frage kommt.

Manche wollen das Wort »Metallographie« an seine Stelle setzen, aber der Verfasser tut dies nicht und versteht unter Metallographie nur die Wissenschaft der Gefügebildung und Gefügebetrachtung, sei es mit bewaffnetem oder unbewaffnetem Auge.

Der Begriff der Gefügelehre geht also viel weiter und schließt die Metallographie in sich ein.

Wir müssen uns in diesem Abschnitt zunächst mit der Prüfung des schmiedbaren Eisens auf chemischem, physikalischem und metallographischem Wege beschäftigen; sodann mit der Beeinflussung der Eigenschaften durch die Eisenbegleiter und schließlich mit den Fehlergebnissen, die durch Seigerungen, Schlacken- und Gaseinschlüsse, Lunker, Spannungen, Kaltbearbeitung usw. und durch Rosten entstehen.

54. Die Prüfung des schmiedbaren Eisens auf chemischem Wege.

Sie läuft darauf hinaus, daß man das Eisen analysiert und die Menge der Eisenbegleiter zahlenmäßig feststellt.

Die Beschreibung solcher Verfahren geht über den Rahmen dieses Buches hinaus. Es sollen hierunter[1]) nur einige Bücher genannt werden,

---

[1]) Ledebur, Leitfaden für Eisenhüttenlaboratorien, neuerdings bearbeitet von Stadeler und Kinder. Braunschweig bei Vieweg.

Orthey, Laboratoriumsbuch für Eisenhüttenchemiker. Halle bei Knapp.

Bauer-Deiß, Analyse von Eisen und Stahl. Berlin bei Springer.

Krug, Praxis des Eisenhüttenchemikers. Ebenda.

Vita-Massenez, Untersuchungsmethoden für Eisenhütten. Ebenda.

Wencelius, Thomasstahlhüttenlaboratorium. Ebenda.

Wer über die Entstehung der wichtigsten Bestimmungsverfahren der Erz- und Eisenbestandteile unterrichtet sein will, sei auf Beck, Geschichte des Eisens, Bd. IV und V verwiesen.

die ausschießlich für Eisenhüttenlaboratorien verfaßt sind, um dem einen oder anderen Leser damit zu dienen.

55. Physikalische Prüfung des schmiedbaren Eisens.

Darüber besteht eine umfangreiche Buchliteratur, die hierunter genannt ist[1], um gleichzeitig darauf hinzuweisen, daß die folgende Darstellung nur sehr kurz gehalten werden muß, um den Rahmen dieses Buches nicht zu überschreiten.

Die Prüfung des Eisens auf Festigkeit nimmt das gleiche Interesse wie die chemische Prüfung in Anspruch, weil die Qualität bei der Bestellung meist ausschließlich durch die Angabe der Zerreißfestigkeit, Dehnung, Streckgrenze, Härteziffer usw. gekennzeichnet, und es dem Hersteller überlassen wird, die richtige chemische Zusammensetzung selbst zu finden.

Der Zerreißversuch.

Er ist grundlegend. »Zerreißfestigkeit und Dehnung« sind die überall herrschenden Werte. Er setzt die Anwendung der Zerreißmaschine[2] voraus. Der einfachste Zerreißversuch geschieht durch unmittelbare Belastung[3]. Dies ist aber so umständlich, daß man es nur zu Eichungszwecken anwendet. Es gibt sehr zahlreiche Konstruktionen. Überall hat man ein Organ, das innerhalb eines sehr kräftigen Gestells oder Rahmens die Zugspannung im eingespannten Probestab erzeugt, und einen Kraftmesser.

Das erstere wird durch einen Wasserdruckzylinder oder durch eine Schraubenspindel mit Schnecke dargestellt. Handbetrieb ist selten, da die kleinen Maschinen, für die er genügt, zu ungenau arbeiten. Die Einspannvorrichtung bedarf besonderer Beachtung, um ein Schiefstellen

[1] Martens, Materialienkunde für den Maschinenbau. Bd. I. Berlin bei Springer.
Bach, Elastizität und Festigkeit. Ebenda.
Wawrziniok, Handbuch des Materialprüfungswesens. Ebenda.
Bach und Baumann, Festigkeitseigenschaften und Gefügebilder der Konstruktionsmaterialien. Ebenda.
Thallner, Konstruktionsstahl. Ein praktisches Handbuch für die Festigkeitseigenschaften von Eisen und Stahl. Freiberg bei Craz und Gerlach.
Hinrichsen, Materialprüfungswesen. Stuttgart bei Enke.
Vorschriften für Lieferung von Eisen und Stahl. Verein deutscher Eisenhüttenleute. Düsseldorf.
Festigkeitstabellen von Philipp Reden. Straßburg bei Straßburger Druckerei vorm. Schultz & Co.
Hans von Jüptner, Die Festigkeitseigenschaften der Metalle. Leipzig bei Felix.

[2] Die erste Zerreißmaschine baute Kirkaldy 1862, Wöhler folgte 1870, dann u. a. Werder, Bauschinger, Mohr, Pohlmeyer und in neuerer Zeit Martens und Emery.

[3] Solche Zerreißproben nennt bereits Karsten.

des Stabes auszuschließen. Die Messung der Zugkraft erfolgt in verschiedener Weise: Es sei hier die Laufgewichtswage, die Neigungswage, die Federwage und die hydraulische Messung genannt. Letztere kann durch ein Federmanometer, oder mittelbar unter Einschaltung einer Meßdose oder auch durch ein Röhrenmanometer erfolgen. (Abb. 561–567.) Unentbehrlich ist das von der Maschine selbst aufgezeichnete Schaubild. Bei hydraulischer Kraftmessung geschieht dies durch den Zeiger des Manometers wie bei einem Dampfkessel, bei der Laufgewichtswage durch Schnurzug. (Abbild. 567.) Die Dehnungen werden durch seine Vermittlung auf der Horizontalachse aufgetragen.

Man pflegt in der Zerreißkurve einige Punkte einheitlich mit P, E, S, B, Z zu bezeichnen, denen die Werte σ_P, σ_E usw. in

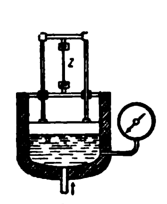


Abb. 561. Schematische Darstellung einer hydraulich wirkenden Zerreißmaschine mit unmittelbarer Kraftmessung.

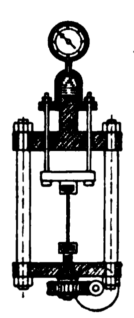


Abb. 562. Schematische Darstellung einer Zerreißmaschine mit Antrieb durch Schnecke und Schneckenrad bei hydraulischer Kraftmessung.

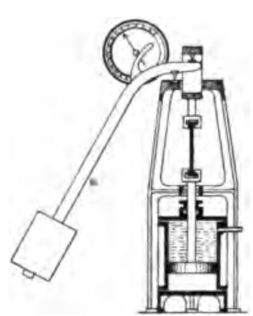


Abb. 563. Schematische Darstellung einer Zerreißmaschine mit hydraulischem Antrieb und Kraftmessung im Sinne einer Briefwage.

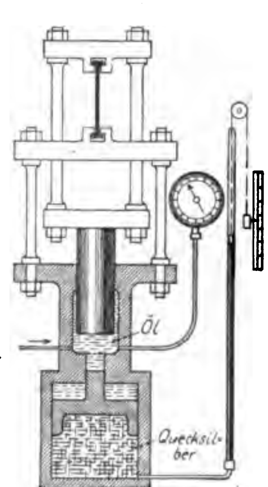


Abb. 564. Schematische Darstellung einer Amsler-zerreißmaschine (Winterthur) mit Differentialkolben, Quecksilber- und Zeigermanometer. Stopfbüchsen und Manschetten sind vermieden. Das Öl dichtet ab. Nach einer Reiseskizze des Verfassers.

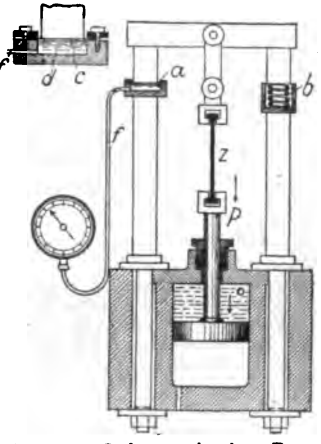


Abb. 565. Schematische Darstellung einer Zerreißmaschine mit hydraulischem Antriebe und Zugkraftmessung durch eine Meßdose *a* (siehe links in vergrößertem Maßstabe). Auf jede Säule kommt die Hälfte der Zugkraft. *b* = sehr starke Feder. *Z* = Zerreißstab. Die Martenssche Meßdose besteht aus einem offenen flachen Topf, der von einer Messingblechscheibe bedeckt wird, die fest durch einen Ring eingespannt ist. Ein Zeigermanometer gibt den Druck an, abgesehen davon wird der Druck auf einen Hebel übertragen, der ein Schaubild aufzeichnet. Zerreißmaschine für 70 t von Mohr und Federhaff, nach einer Reiseskizze des Verfassers.

kg bezogen auf 1 qcm oder qmm des ursprünglichen Querschnitts entsprechen.

Mit diesen hat es folgende Bewandtnis (vgl. Abb. 570):

Bei P geht die Gerade in eine gekrümmte Linie über (Proportionalitätsgrenze) d. h. die Dehnungen eilen aus dem Verhältnis zur Bruchlast heraus vor. Bei E (Elastizitätsgrenze) beginnt sich nach Entlastung des Stabes ein Dehnungsrest bemerkbar zu machen. Man stellt diese Grenze fest, indem man den Stab in Spannung versetzt und ihn dann wieder entlastet. Er nimmt die alte Länge an, solange er elastisch ist. Dies geschieht aber nur innerhalb der E-Grenze. (Abb. 569.)

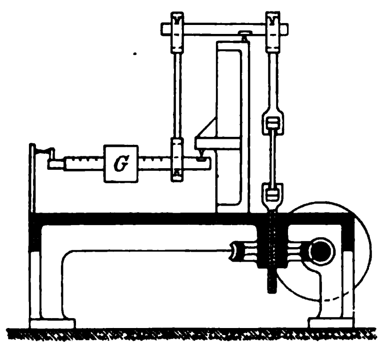


Abb. 566. Schematische Darstellung der Zerreißmaschine mit Laufgewichtswage (Mohr & Federhaff in Mannheim). Durch Drehen der Schnecke wird der eingesetzte Probestab in Zugspannung versetzt. Diese wird durch die Hebelwage gemessen, indem das Laufgewicht so lange verschoben wird, bis die links dargestellten Schneiden sich genau gegenüberstehen. Das Laufgewicht hält auf diese Weise der Zugspannung Gleichgewicht. Eine Zahlenreihe auf dem Hebel ermöglicht unmittelbare Ablesung der Zugspannung in kg für 1 qmm.

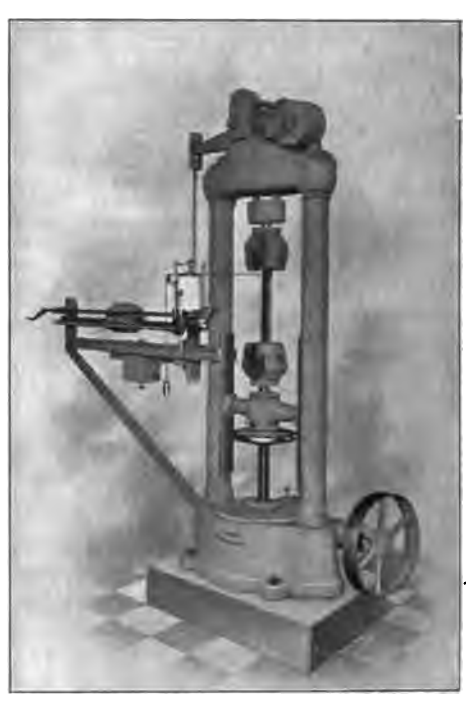


Abb. 567. Zerreißmaschine von Mohr & Federhaff in Mannheim, mit Schaubildzeichner. Vgl. Abb. 566.

Bei sehr genauen Messungen benutzt man dabei die in Abb. 568 dargestellten Fernrohrapparate; für andere Fälle genügen sorgfältige Noniusablesungen.

Die Streckgrenze oder Fließgrenze deutet S an entsprechend σ_{S_o} und σ_{S_u}. Es findet hier plötzlich ein Fließen des Eisens statt, das vorübergehend die Eigenschaft von Wachs oder Blei annimmt. Im Schaubilde entsteht eine Horizontale, oder auch ein Sattel, so daß man obere und untere Streckgrenze unterscheiden kann. Das Maß x gilt als Maßstab für die Zähigkeit (Abb. 570).

Während sich die *P*- und *E*-Grenze im gewöhnlichen Schaubilde nicht bemerkbar machen, gilt dies von der Streckgrenze. Der Zeiger einer Neigungswage oder eines Manometers steht still und geht dann zurück.

Die höchste Last deutet *B* (Bruchlast, in der Abb. 570 *DE*) an, von da an setzt der Rückgang des Zeigers oder des Laufgewichts ein, bis bei *Z* die Trennung tatsächlich erfolgt. In Wirklichkeit ist der Bruch der Faser schon vorher eingetreten, aber die Reibung hält die Stabteile in gleicher Weise wie bei einem Drahtseil mit gebrochenen Litzen noch zusammen.

Als Zerreißfestigkeit oder Reißfestigkeit gilt $\sigma_B = \frac{P_B}{f}$, wobei P_B die Last an der Bruchgrenze und f den ursprünglichen Querschnitt in qmm oder qcm bedeutet.

σ_B = Zerreißfestigkeit für 1 qmm
σ_S = Belastung an der Streckgrenze
σ_E = ebenso an der *E*-Grenze
σ_P = ebenso an der *P*-Grenze.

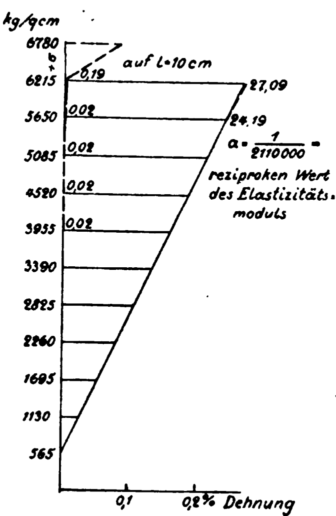


Abb. 569. Elastizitätsgrenze. Zugversuch mit hochwertigem Chrom-Nickelstahl. Die punktierte Linie verzeichnet die bleibenden Dehnungen (0,02 %). Diese müssen von der Gesamtdehnung abgezogen werden, um die federnde Dehnung zu ermitteln. α = Dehnungskoeffizient = $\frac{24,19}{5650} \cdot \frac{1}{10000} = \frac{1}{2110000}$ = dem reziproken Wert des Elastizitätsmoduls (nach Bach, vgl. Bach-Baumann, S. 3 und S. 78).

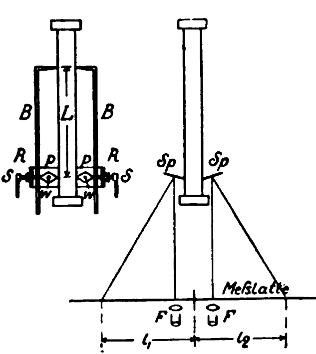


Abb. 568. Schematische Darstellung einer Messung der Stabverlängerung mit Hilfe Martens'scher Prismen und Fernrohrspiegelablesung. L = angekörnte Länge, P = Martenssche Prismen, B = Winkel, die durch den Rahmen R und die Schrauben S angeklemmt werden. W = Achsen der Prismen, welche die Spiegel Sp tragen. F = Fernrohre. l_1 und l_2 = abgelesene Längen. Solche Messungen dienen zur Bestimmung der Elastizitätsgrenze unter jedesmaliger Entlastung des Stabes.

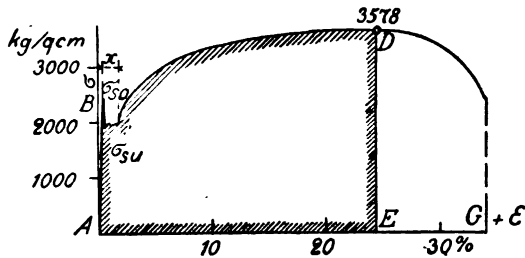


Abb. 570. Zerreißschaubild. Die Belastung ist als Ordinate, die Dehnung als Abscisse aufgetragen. σ_{so} = obere, σ_{su} = untere Streckgrenze. Länge x gilt als Maß der Zähigkeit. $ED = K_z$ = Zerreißfestigkeit. $AG = \varphi$ = Bruchdehnung (Dehnung), Fläche $ABDE$ = Arbeitsvermögen A in mkg/qcm. Abfall der Linie von D zum Lot in G dient als Kennzeichen für die Querschnittsverminderung ψ. Durchschnittliche Werte:

σ_{so} = 2000—3000 kg/qcm K_z = 3400—4200 kg/qcm
φ = 20—35 %; ψ = 50—60 % A = 7—10 mkg/qcm.
vgl. Bach-Baumann, S. 4. Daselbst ist weitere Literatur angegeben.

Nach geschehener Trennung werden die Stabteile aneinander gelegt und die Längenausdehnung ε = Dehnung in °/₀ der ursprünglichen Länge gemessen, die durch Körnerhiebe vorher bezeichnet war (meist 200 mm, seltener 100 mm).

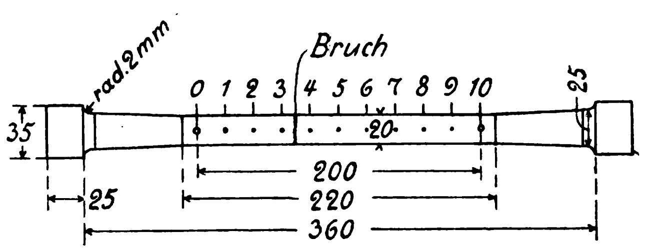


Abb. 571. Zerreißstab mit kreisrundem Querschnitt. Der Bruch möge nicht in der Mitte erfolgt sein; alsdann zählt man von der nächstgelegenen Teilstelle aus 4 cm nach links und ebenso 4 cm nach rechts und berechnet die Dehnung auf die Länge von 0 bis 8. Stahl und Eisen, 1884, S. 137.

Vor dem Reißen nimmt der Stab eine sanduhrartige Einschnürung an der Bruchstelle an. Man mißt den Durchmesser nach dem Bruch und berechnet die Querschnittsverminderung in °/₀ (Kontraktion).

Der Probestab ist durch Abb. 571—574 gekennzeichet. Meist verwendet man solche von 20 mm Φ bei 200 mm Länge zwischen den Körnern.

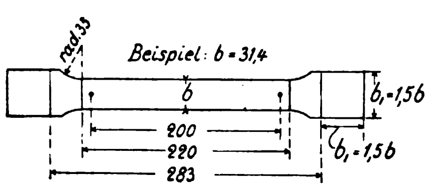


Abb. 572. Flachzerreißsstab. Man pflegt den Querschnitt auf 3,14 qcm einzustellen. Die Dicke ist gleich der Blechdicke, so daß die Walzhaut auf beiden Seiten erhalten bleibt (vgl. Martens, S. 107). Über Probenahme bei Blechen siehe Klein, Stahl und Eisen, 1914, S. 136.

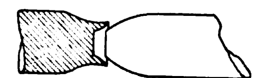


Abb. 573. Trichterbildung bei einem Zerreißstab. Das Gefüge des Trichterbodens ist stets körnig und krystallinisch. Das der Seitenflächen schuppig. Trichterbildung erfolgt nur bei guter Einschnürung.



Abb. 574. Gerissener Zerreißstab.

Will man von diesem Maß abweichen, benutzt man die Formel $l = 11{,}3\sqrt{f}$, wobei l = Meßlänge in mm, f = Querschnitt in qmm bedeutet. Mitunter findet man den Wert $l = 5{,}65\sqrt{f}$ angewandt, erhält dann aber andere (höhere) Dehnungswerte.

Ob die Zerreißstäbe geglüht oder ungeglüht verwendet werden sollen, entscheidet die Abmachung. Durch das Glühen wird der schädliche Einfluß der Bearbeitung und des Körnens beseitigt und auch das Gefüge verbessert. Auch die Glühtemperatur muß vorgeschrieben werden z. B.

bei Kesselblechen[1]) = 880°, d. i. dicht unter Ac_3 (vgl. S. 583). Bei hartem Material 950°, bei sehr hartem aber nur 900°. Heute findet man auch ungedrehte und kurze Probestäbe in Anwendung, um Material und Mühe zu sparen.

Reißt der Stab außerhalb der Mitte, so wird das in Abb. 571 dargestellte Verfahren angewendet.

Eine Fehlstelle im Stab äußert sich so, wie es Abb. 575 kennzeichnet.

Die Beurteilung der beim Zerreißversuch abgelesenen Werte.

Meist genügt die Feststellung der Werte σ_B und die der Bruchdehnung.

Mitunter wird auch die Feststellung der Streckgrenze und die der Einschnürung verlangt. Von der Feststellung der Elastizitäts- und auch der Proportionalitätsgrenze nimmt man aus praktischen Gründen fast immer Abstand, weil es nicht möglich ist, eine genaue Bestimmung auszuführen. Man mußte immer Näherungswerte vorschlagen und schon hierbei traten Meinungsverschiedenheiten auf. Bach befürwortete, bei der Elastizitätsgrenze einen bleibenden Dehnungsrest von 0,025 %, Krupp einen solchen von 0,03 % zu vernachlässigen. Günstiger liegt es bei der Proportionalitätsgrenze, aber auch hier sind die praktischen Schwierigkeiten groß. Man bedarf auch einer guten Zerreißmaschine mit Spiegelapparaten, um genaue Ziffern zu erhalten. Daß dies so ist, bedauert gerade der Konstrukteur; denn er darf ein Material niemals über die Elastizitätsgrenze, nach anderer Anschauung über die Proportionalitätsgrenze beanspruchen. Er hilft sich damit, daß die Bruchfestigkeit und die Streckgrenze bei einiger Erfahrung Anhaltspunkte geben. Man geht meist von der letzteren aus, indem man z. B. 10 % abzieht, um annähernd die Elastizitätsgrenze zu finden. Thallner[2]) gibt die Regel: $\sigma_E = \frac{1}{2}\sigma_B$ bis $\frac{3}{5}\sigma_B$, sofern gute Einschnürung besteht. Bei geringer Einschnürung und Dehnung darf aber nur $\frac{1}{3}\sigma_B$ bis $\frac{1}{4}\sigma_B$ gelten. Sehr häufig wird Streckgrenze und Elastizitätsgrenze verwechselt oder beide Begriffe zusammengeworfen. Dies ist nicht richtig.

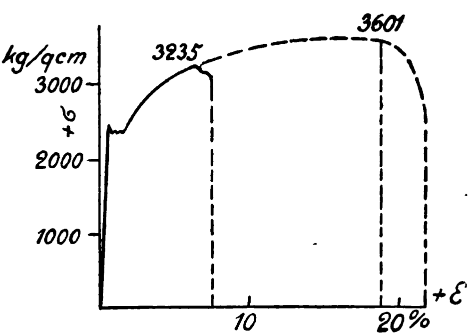


Abb. 575. Zerreißschaubild eines Zerreißstabes mit Fehlstelle (ausgezogene Linie) und die eines solchen von gleichem Material ohne Fehlstelle (gestrichelte Linie). Man sieht, daß die Zerreißfestigkeit wenig, aber die Dehnung stark beeinträchtigt wird. Nach Bach und Baumann, S. 27.

---

[1]) Über Probenahme bei Blechen vgl. Stahl und Eisen, 1884, S. 137 und ebenda 1914, S. 136.

[2]) Konstruktionsstahl. Siehe Literaturverzeichnis.

Die Streckgrenze ist leicht und genau feszustellen. Man muß sich nur darüber einigen, ob obere oder untere gemeint sein soll. (Abb. 570.) Im Gegensatz zu den obengenannten Grenzen wird sie vielfach in Abnahmevorschriften gefordert.

Früher legte man auf die Querschnittsverminderung K großen Wert. Wöhler bildete z. B. eine Güteziffer $= \sigma_B + K$.

Später überzeugte man sich davon, daß der Wert K bei ein und demselben Material sehr ungleich ausfallen kann und schloß sich Tetmajer[1]) an, der als Güteziffer den Wert $\sigma_B \times \varepsilon$ setzte (ε = Bruchdehnung). Dieses Produkt ist dem Arbeitsvermögen des Materials ungefähr proportional. Darunter ist das Deformationsarbeitsvermögen zu verstehen und zwar in folgender Weise: Bei einer gewaltsamen Beanspruchung z. B. einem Schiffszusammenstoß soll bei einem idealen Material die Stoßarbeit durch die Deformationsarbeit derart aufgezehrt werden, daß kein Reißen erfolgt. Ein solches Material besitzt das größte Arbeitsvermögen[2]). (Vgl. die schraffierte Fläche in Abb. 570.) Bei Blechen wendet man allgemein als Güteziffer den Wert $\sigma_B + \varepsilon$ an (σ_B in kg/qmm, ε in %).

Wenn man auch die Elastizitätsgrenze, P-Grenze und Querschnittsverminderung (Einschnürung) bei Abnahmebedingungen ausschließt, so darf man doch nicht Betrachtungen auf ihrer Basis vernachlässigen, um ein Material richtig auszuwählen.

Bei sehr sprödem Eisen liegt Zerreißziffer und E-Ziffer sehr nahe oder unmittelbar nebeneinander. Bei sehr zähem Material liegt die letztere hoch, aber weit von der Zerreißgrenze entfernt. Ein solches Material hat folgerichtig auch eine hohe Dehnungsziffer.

Geschützmaterial mit Nickelzusatz bildet ein Beispiel. Um einem solchen Material mit hoher E-Grenze eine bleibende Dehnung zu geben, bedarf es einer großen Faserspannung. Eine noch viel größere ist aufzuwenden, um es zu zerstören. Kommt es zu einer Überbeanspruchung, so erfolgt eine starke Deformation, weil eben Streckgrenze und Bruchgrenze weit von einander liegen; aber es erfolgt keine Zerstörung, die ein Herumfliegen von Stücken zur Folge haben würde. Die starke Deformationsarbeit hebt die äußere Arbeit allmählich auf. Man sagt dann: »die Stoßfestigkeit ist groß«.

Zerreißt ein Stab mit starker Querschnittsverminderung, so tritt eine Trichterbildung ein (Abb. 573). Ist in dem Trichter schuppiges Gefüge erkennbar, so deutet dies auf Zähigkeit. Es hat dann vor dem Trennen eine starke Reibung zwischen den Flächen stattgefunden, was auf eine

[1]) Stahl und Eisen, 1881, S. 100 und 190. Ebenda 1882, S. 365. Ebenda 1884, S. 646.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1903, S. 594. Krohn führt daselbst aus, daß weiches Flußeisen dem harten vorzuziehen sei, weil die E-Grenze nicht gleichen Schritt mit der B-Grenze hält.

starke Deformationsarbeit schließen läßt. Im Gegensatz dazu steht körnig, krystallinisches Gefüge.

Härteprüfung.

Sie ist in neuerer Zeit stark in den Vordergrund getreten, auch deshalb, weil sie die Zerreißprobe zu ersetzen vermag und sehr schnell ausführbar ist.

Mit Hilfe der Brinell'schen Kugeldruckprobe[1]) (Abb. 576—580) kann man unmittelbar einen Schluß auf Zerreißfestigkeit und Dehnung ziehen und hat deshalb auch vorgeschlagen diese Probe z. B. für Radreifen anzuwenden, und zwar derart, daß jeder Radreifen dieser Probe unterworfen wird. Man wendet die Probe auch an, um den

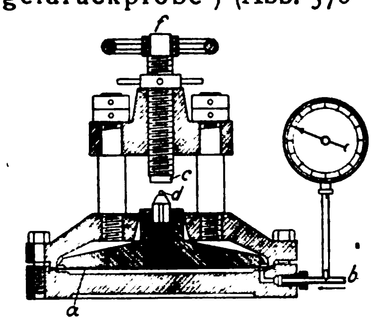
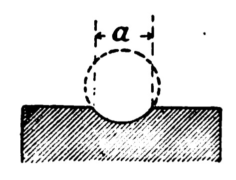


Abb. 578. Härteprüfung im Sinne von Brinell, unter Anwendung der Martensschen Meßdose. a = dünnes Messingblech. (Vgl. auch Abb. 565.) Die Schraubenspindel dient dazu, das Probestück in Berührung mit der Kugel zu bringen. Dann setzt der hydraulische Druck ein, der sich aus der Kolbenfläche der Meßdose und der am Manometer abgelesenen kg-Zahl ergibt. Stahl und Eisen 1906, S. 633.



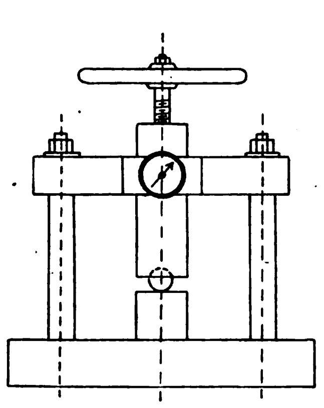


Abb. 576 und 577. Schematische Darstellung der Brinellschen Kugeldruckprobe. Spezif. Belastung $= p_m = P \cdot F_k$, wobei P = Drucklast (meist 3000 kg), F_k = Kalottenfläche $= a^2 \cdot \frac{\pi}{4}$.

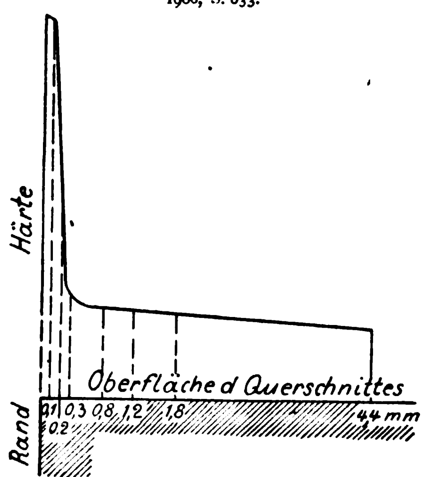


Abb. 579. Härteprüfung des Querschnittes eines im Einsatz gehärteten Stückes mit Hilfe einer mit 5,2 kg belasteten Kegelspitze. Vgl. Bach und Baumann, S. 61.

[1]) Stahl und Eisen, 1901, S. 382, ebenda 1904, S. 399, ebenda 1904, S. 1367, ebenda 1906, S. 633. Zeitr. für Gewerbfleiß 1912, S. 197.

Erfolg des Glühens zu prüfen. (Abb. 453.) Statt der Kugel wendet man auch eine belastete Spitze[1]) an und nach **Martens** einen belasteten Diamanten unter Messung der Furchenbreite (Ritzhärte). Das letztgenannte Verfahren dürfte allerdings für die Praxis kaum in Betracht kommen.

Man kann die Härte auch an dem Rückschlag messen, den eine Kugel oder ein Hammer erleidet. Abb. 581 stellt als Beispiel ein Skleroskop dar, das für manche Fälle gute Dienste tun mag. (Vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers unter »Prüfung auf Härte«.)

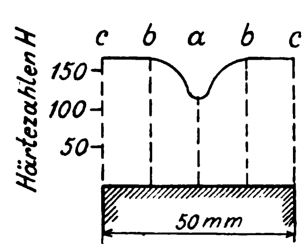


Abb. 580. Kugeldruckhärte bei einem Rundeisenquerschnitt, dessen mittlerer Teil infolge von Seigerung kohlenstoffärmer ist. (Bach-Baumann, S. 28.)

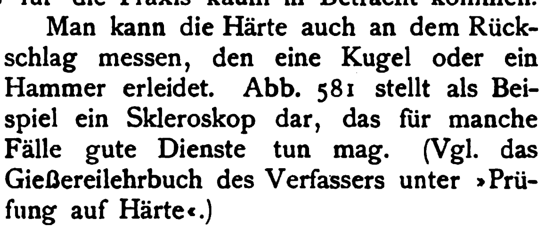


Abb. 581. Skleroskop. (Schuchardt & Schütte in Berlin.) Die Kugel wird durch Handhabung des Gummiballs angesaugt und fällt dann von der höchsten Stelle herab. Man beobachtet dann die Steighöhe beim Zurückprallen. Sie bildet einen Maßstab für die Härte.

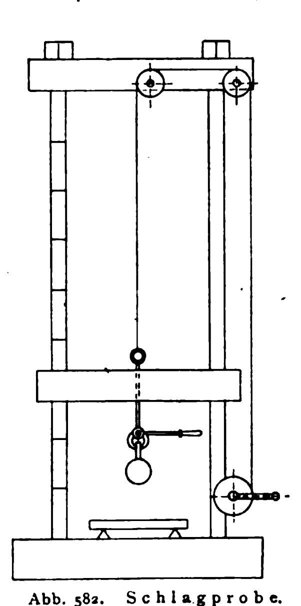


Abb. 582. Schlagprobe.

Schlagproben.

Schlagproben sind sehr alt. Sie sind seinerzeit dazu benutzt, um die Überlegenheit des basischen Flußeisens gegenüber dem Schweißeisen zu beweisen[2]).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1907, S. 1821.

[2]) Vgl. Stahl und Eisen, 1882, S. 137, 302 und 493; auch ebenda 1885, S. 83.

Sie haben den Vorzug, daß in Übereinstimmung mit den wirklich stattfindenden Zertrümmerungsvorgängen die Beanspruchung nicht allmählich, sondern plötzlich einsetzt. Auch tritt der Bruch bei einem Material ein, das von der vorhergehenden Beanspruchung noch nicht berührt ist.

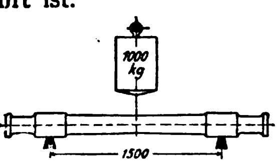


Abb. 583. Fallprobe bei einer Eisenbahnwagenachse. So sollen Tenderachsen beispielsweise acht Schläge mit einem Schlagmoment von 4200 mkg unter Drehung um 180° nach jedem Schlage ertragen, ohne zu brechen und irgend einen Fehler zu zeigen. (Vgl. Stahl und Eisen, 1905, S. 455.)

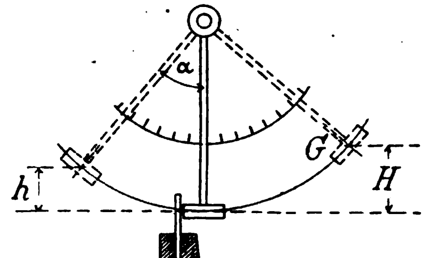


Abb. 584. Martensscher Hammer. Die Steighöhe *h* ist kleiner wie die Fallhöhe *H*, weil (abgesehen von dem durch Sonderversuch zu ermittelnden Luft- und Reibungswiderstand) die Zertrümmerungsarbeit zur Geltung kommt.

So ist es zu erklären, daß man einfache Fallgewichtsproben für Radreifen, Achsen und Schienen in Anwendung findet. Es soll dabe eine bestimmte Durchbiegung erzielt werden, ohne daß ein Riß eintritt. (Abb. 582 und 583.)

In der Neuzeit hat man in dem Pendelhammer ein vorzügliches Werkzeug entdeckt, um die Zertrümmerungsarbeit festzustellen. Diese wird im Sinne der Abb. 584 gemessen und in mkg für ein qcm Querschnitt niedergeschrieben.

Charpy ist noch weiter gegangen und hat die Kerbschlagprobe eingeführt, um die Kerbzähigkeit zu messen. (Abb. 585 und 586.)

Man hat vielfach entdeckt, daß Material mit tadellosen Zerreißwerten dieser Probe nicht standhält und auch, daß das Umgekehrte der Fall sein kann. Im Laufe der Zeit ist die Vorliebe für die Kerbschlagprobe immer größer geworden, weil man sich von ihrer Zuverlässigkeit immer mehr überzeugt hat. Kleine Abweichungen im *P*- und *S*-Gehalt und ebensolche bei der Wärmebehandlung kommen sogleich und oft nur durch diese Probe in Erscheinung.

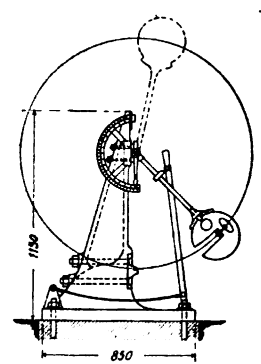


Abb. 585. Pendelhammer für Kerbschlagproben, die ein Schlagmoment von unter 10 mkg, (8,2 kg 1,22 m Fallhöhe) erfordern. Der Hammer wird in einfacher Weise von Hand bedient. Die Steighöhe wird durch einen Zeiger festgestellt. Vgl. Stahl und Eisen, 1907, S. 1796.

Sie leistet auch deshalb vorzügliche Dienste, weil die Werte der Beschußproben bei Kriegsmaterial mit ihren Ergebnissen übereinstimmen[1]).

[1]) Vgl, Ehrensberger, Stahl und Eisen, 1907, S. 1797 und 1833; auch Stribeck, ebenda, 1915, S. 392 und Z. d. V. d. Ingenieure, 1915, S. 57, auch Heyn und Bauer, Stahl und Eisen, 1914, S. 231, vgl. auch den Literaturauszug von Preuß, Stahl und Eisen, 1914, S. 1265.

Rudeloff[1]) erklärt die Überlegenheit der Schlagprobe dadurch, daß auf der Zerreißmaschine auch ein schlechtes grobkörniges Gefüge vor dem Zerreißen in ein feinkörniges verwandelt wird. Kerbt man ein, so kommt das schlechte Gefüge unverhüllt zum Ausdruck.

Neuerdings verwendet man die Probe auch im Betriebe, indem man ungekerbte, oft auch unbearbeitete Stäbe durchschlägt[2]).

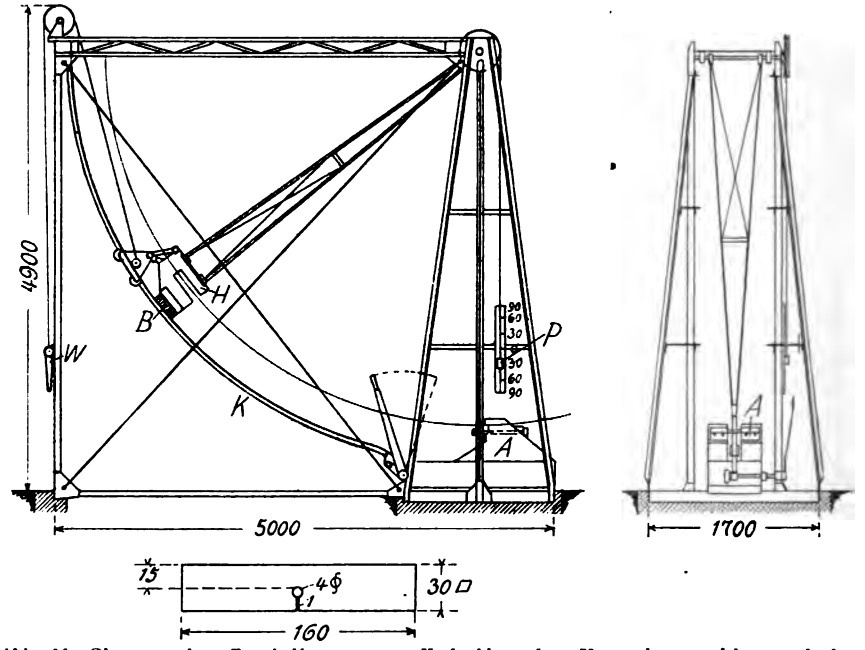


Abb. 586. Charpyscher Pendelhammer zur Kerbschlagprobe. Unten ein vorgerichteter gekerbter Stab. Dieser wird auf den Amboß gelegt, so daß das Pendelgewicht, ihn durchschlagend, auf der anderen Seite ausschwingt. Dabei wickelt sich eine Schnur auf, die ein Gewicht *P* emporzieht. Dies klemmt sich in seiner höchsten Stellung mit Hilfe einer Feder fest. Der Unterschied zwischen Fallhöhe und Steighöhe des Pendels ist maßgebend, man drückt die Schlagarbeit in mkg bezogen auf 1 qcm Querschnitt aus. Das Pendelgewicht wird mit Hilfe der Winde *W* aufgezogen und durch die Bürstenbremse *B* auf der Kreisschiene *K* festgehalten. Es braucht nicht bis oben hinauf gezogen zu werden. Durch Ausbeugen der Kreisschiene wird es freigemacht. Vgl. Ehrensberger, Stahl und Eisen, 1907, S. 1797.

Biegeproben. (Abb. 587—597 und auch S. 430.)

Sie werden sehr viel, namentlich bei Blechen mit bestem Erfolg angewandt. Man hat sie in sehr verschiedener Weise ausgebildet. Bei weichem Material bringt man den Blechstreifen auf Hellrotglut, schreckt ihn ab und biegt ihn flach oder annähernd flach zusammen. Er darf keine Risse zeigen (Härtungsbiegeprobe).

Sonst biegt man in natürlichem Zustande um einen Dorn[3]) und mißt

---

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 375 und 425.

[2]) In Abnahmevorschriften vermeidet man allerdings diese Probe; nur Achsen usw. aus Chromnickelstahl machen eine Ausnahme.

[3]) Vgl. Bach, Z. d. V. d. Ing., 1907, S. 468.

den Biegewinkel, bis zu dem das Material rißfrei bleibt. Man schreibt dabei den Biegeradius vor. Man hat auch hydraulische Pressen für diesen Zweck konstruiert.

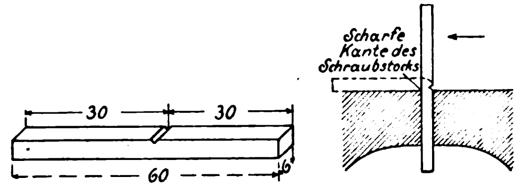


Abb. 587 und 588. Kerbschlagbiegeprobe nach Heyn. (vgl. u. a. Preuß, S. 20). Man zählt die Biegungen, bis der Bruch erfolgt. Bei bestem, weichem und zähem Material z. B. = 4. Bei sprödem Material = 0.

Abb. 589. Biegewinkel = α.

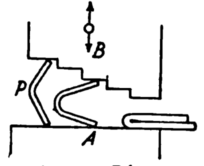


Abb. 591. Biegeprobenapparat von Mohr und Federhaff (vgl. Martens, S. 254).

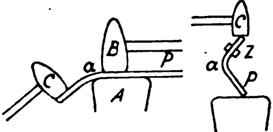
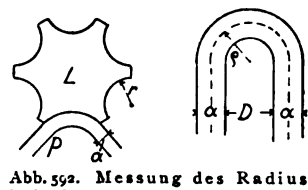


Abb. 590. Biegeprobe unter dem Hammer. P = Stab, Z = Zange. (Vgl. Martens, S. 252.)



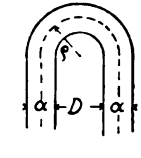


Abb. 592. Messung des Radius bei Biegeproben um einen Dorn. Maßgebend ist das Verhältnis der Dicke zum Krümmungshalbmesser.

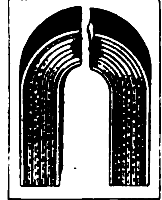


Abb. 593. Hartbiegeprobe. Der Bruch ist eingetreten. Der Stab wird auf Kirschrothitze gebracht und in Wasser von 28° abgeschreckt, dann um einen Dorn vorgebogen und zusammengedrückt. Stäbe von Kesselblechqualität (bis unter 42 kg Zerreißfestigkeit) müssen sich rißfrei zusammenbiegen lassen. Vgl. S. 430. (Vgl. Z. d. Ing., 1907, S. 468.)



Abb. 594. Kaltbiegeprobe. Gutes Material. (Vgl. S. 430.

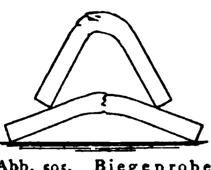


Abb. 595. Biegeprobe bei autogen geschweißten Stäben.

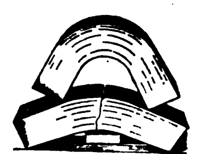


Abb. 596. Einfluß von Spannungen. Der untere Stab ist im natürlichen Zustande bei der Biegeprobe gebrochen. Dasselbe Material ließ sich aber nach dem Glühen tadellos biegen, wie der obere Stab zeigt. Nach Bach-Baumann.

Man wendet auch eine Warmbiegeprobe[1]) an, indem man bei Kirschrothitze über einer gebrochenen Kante biegt und flach zusammenschlägt, ohne daß Risse sich zeigen dürfen[1]).

[1]) Vgl. Bach, Z. d. V. d. Ing. 1907, S. 468.

Biegeproben bei Drähten und Blechstreifen kennzeichnet Abb. 598. Man zählt die Zahl der Biegungen, die rißfrei ertragen werden[1]).

Biegeproben an eingekerbten Stäben werden vielfach ausgeführt und stellen eine sehr scharfe Probe dar. Abb. 588 stellt eine solche von Heyn angegebene dar[2]).

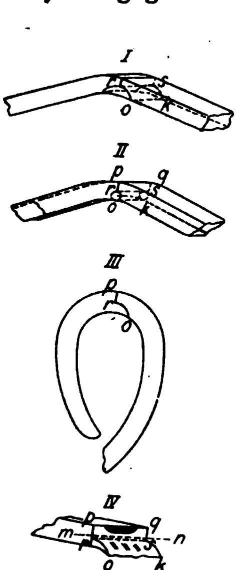


Abb. 597. Bruchfiguren bei der Biegeprobe im Zusammenhang mit schwacher und starker Biegung nach Thallner, Konstruktionsstahl (Freiberg bei Craz und Gerlach) S. 27.

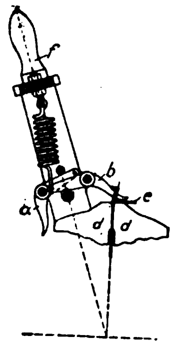


Abb. 598. Apparat zur Prüfung von Feinblechstreifen. Die Zahl der Biegungen bis zum Bruch ist maßgebend. Die Blechstücke messen 40×100 mm. Die Zahl der Biegungen ist bei Längs- und Querfaser verschieden, z. B. 16—20 und 9—11 bei 0,6 mm starken Blechen und 100—101 und 48—49 bei 0,06 mm starken Blechen (vgl. Stahl und Eisen, 1902, S. 853.)

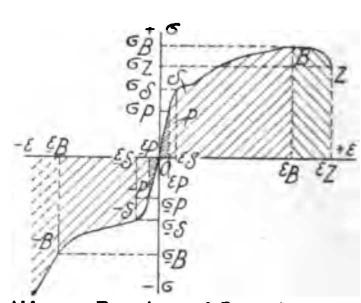


Abb. 599. Druck- und Zugschaubild nach Martens. Druck = —, Zug = +. Auch bei Druck besteht also eine Streckgrenze.

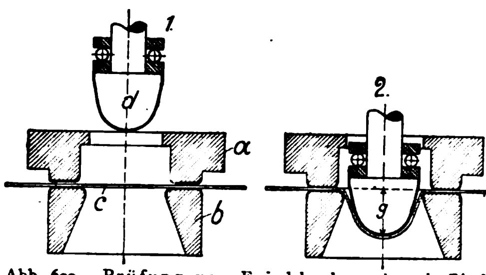


Abb. 600. Prüfung von Feinblechen durch Ziehversuch nach Erichsen. Es wird ein topfähnlicher Körper hergestellt, indem der Rand durch Aufpressen des Ringes *a* eingespannt wird. Tiefungswert = *g* gibt an, bis zu welcher Tiefe sich bruchfrei ziehen läßt. Vgl. Stahl und Eisen, 1914, S. 480, 575.

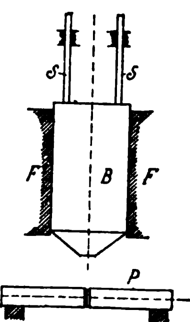


Abb. 601. Dauerschlagwerk, bei Krupp gebräuchlich. Durchmesser des Probestabs 15 mm, bei 1 mm Kerbtiefe, Fallbärgew. = 4,19 kg bei 3 cm Fallhöhe. 85 Schläge in der Minute. Nach jedem Schlage wird der Probestab selbsttätig um 180° gedreht. Maßgebend ist die Schlagzahl bis zum Bruch.

[1]) Stahl und Eisen, 1902, S. 853.

[2]) Stahl und Eisen, 1902, S. 374 (Rudeloff); auch Z. d. V. d. Ing. 1907, S. 468.

Ziehproben und Tiefstanzproben. (Abb. 600.)

Man stellt bei der Feinblechprüfung kapselartige Körper durch Ziehen her und prüft, welche Kapselhöhe man rißfrei erzielen kann. Auch die Art und Lage des Risses ist dabei von Bedeutung[1]).

Dauerschlagproben.

haben bei dauernd stoßweise beanspruchten Materialien Bedeutung. Man spricht geradezu von einer Übermüdung des Eisens[2]). Abb. 601 kennzeichnet einen solchen Apparat unter Bezeichnung der Literaturstelle[3]).

Druckproben.

Sie haben bisher nur wissenschaftliches Interesse. Abb. 599 kennzeichnet einen solchen Versuch. Die Fließgrenze ist deutlich dabei erkennbar[4]). Solche Versuche wurden schon von Bauschinger angestellt, auch von Howard bei verschiedenen Temperaturen[5]).

Die Bröckelprobe.

Darunter versteht Thallner[6]) eine Prüfung, die in folgendem Sinne ausgeführt wird: Stäbe von 30 × 15 × 80 mm werden mit einer Spitzkerbe versehen und einer Härtung bei verschiedener Temperatur unterworfen z. B. 750°, 800°, 850°. Alsdann werden die Stäbe auf Biegefestigkeit beansprucht und gebrochen. Es ergeben sich sehr verschiedene Bruchkräfte z. B. im vorliegenden Falle 4500, 2500 und 1000 kg. Aus diesen Zahlen und dem Bruchaussehen zieht Thallner Schlüsse, die er bei keiner anderen Probe und Prüfung ziehen kann, um Werkzeugstähle von höchster Beschaffenheit zu erzielen.

Lochproben oder Rotbruchproben.

Man locht das Eisen beim Schmieden in Rotglut und weitet das Loch auf[7]). Rotbruch äußert sich durch Aufreißen.

Man kann diese Probe auch zu einer sogenannten Hörnerprobe ausgestalten (Abb. 602), die noch empfindlicher ist.

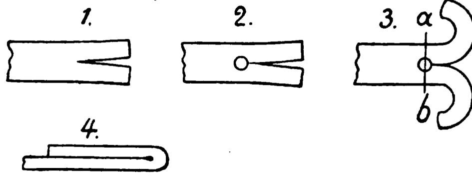


Abb. 602. Rotbruchprobe. 1. Spalten. 2. Lochen. 3. Hörnerbiegen. 4. Umbiegen und Plattschlagen um die Achse a—b.

Es ist dies eine dauernd in Stahlwerks- und Puddelbetrieben angewandte Probe (vgl. S. 429).

---

1) Erichsen, Stahl und Eisen, 1914, S. 879, auch Krämer, ebenda, 1910, S. 1146.
2) Diese hat nichts mit der durch falsche Wärmebehandlung erzielten Übermüdung S. 598) zu tun.
3) Vgl. auch Stahl und Eisen, 1914, S, 1207 und 1371 (Preuß).
4) Vgl. Stahl und Eisen, 1915, S. 1022 (Monden). Pomp, Z. d. V. d. Ing. 1920, S. 746.
5) Stahl und Eisen, 1890, S. 712.
6) Stahl und Eisen, 1913, S. 588.
7) Vgl. Bach, Z. d. V. d. Ing., 1907, S. 468.

Die Stauchprobe.

Sie ist bei Schraubenmuttereisen gebräuchlich. Man verlangt, daß das Eisen sich auf $^1/_3$ seiner Länge zusammenstauchen läßt, ohne Risse zu zeigen.

Die Torsionsprobe.

Eine solche wird bei Drähten angewandt. Die Zahl der Umdrehungen bis zum Bruch des Drahtes gibt einen Maßstab[1]).

Magnetische Eigenschaften.

Die physikalische Prüfung schließt auch die Prüfung der elektrischen und magnetischen und der elektromagnetischen Eigenschaften ein und hat in Werken, die mit Stahlformguß- und Gußeisenkörpern für den Bau von Dynamomaschinen, mit der Erzeugung

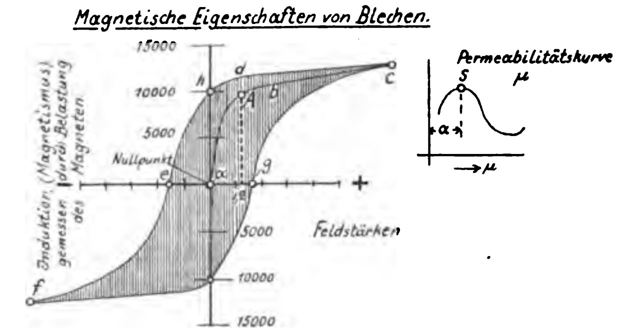


Abb. 603. Magnetische Eigenschaften von Dynamoblechen.

Man mißt den Magnetismus bei fortschreitender Feldstärke und erzielt die Kurve *a b c*. Nun vermindert man wieder die Feldstärke und erzielt die Kurve *c d e*, indem man die Koerzitivkraft *a—e* überwindet, um wieder auf Null Magnetismus zu kommen. Man setzt dann die Kurve weiter bis unten fort (Umkehrung) und erhält so das Flächenstück *e c g f* = Hysteresis.

Permeabilität = μ = beispielsweise bei $A = \frac{10\,000}{1,2} = 8400$ (vgl. das punktierte von *A* ausgehende Lot) Remanenzlinie = *a h*.

Der Scheitel der Permeabilitätskurve *S* muß möglichst hoch liegen und der Abstand *a* muß möglichst klein sein (Kurve rechts).

Dynamobleche müssen bei geringer Feldstärke und bei möglichst wenig Remanenz möglichst viel Magnetismus entwickeln. Dies wird bei geringem C- und Mn-Gehalt erzielt. Es müssen ganz weiche siliziumfreie Bleche sein, mit möglichst kleiner Hysteresis, Remanenz und Koerzitivkraft. Zur Untersuchung dient der Apparat von Koepsel (Siemens & Halske).

Bei Transformatorblechen liegt die Sache anders. Die Umwandlung der elektrischen Energie mit hoher Spannung in soche mit niedriger Spannung und umgekehrt, soll mit möglichst geringem Wattverlust stattfinden. Letzterer setzt sich zusammen aus Hysteresisverlust d. h. infolge Umsetzung in Wärme und aus Wirbelstromverlust infolge von Nebenströmen im Eisen.

Man muß also auf möglichst wenig Hysteresis halten und die Wirbelstromverluste durch Herabsetzung der Leitfähigkeit einschränken. Dies letztere bewirkt der hohe Si-Gehalt der Bleche.

Gewöhnliche Dynamobleche haben einen spez. Leitungswiderstand von 0,12—0,14 Ω, hochlegierte Bleche (4% Si) einen solchen von 0,52—0,56 Ω.

Man prüft Transformatorbleche mit dem Epstein- (A. E. G) oder Richterapparat.

---

[1]) Die Maschinenfabrik von Tarnogrocki in Essen baut solche mit Selbstzähler versehene Apparate.

von solchen weichen Blechen und anderseits von Transformatorenblechen (legierten Blechen) zu tun haben, zur Errichtung von besonderen Laboratorien geführt. Die Abb. 603 und 604 sollen nur einen Hinweis geben; eine erschöpfende Behandlung läßt sich nicht mit dem Ziel und dem Umfang dieses Buches in Einklang bringen[1]).

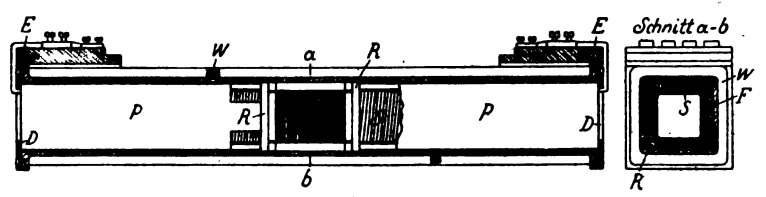


Abb. 604. Schnitt durch eine der vier Spulen eines Epsteinapparates zur Bestimmung der Magnetisierung von Dynamoblech, des Energieverlustes bei den Induktionen = 10000 und 15000 und der Permeabilität bei 25 u. s. f. Amperewindungen (A. E. G.). Vgl. Stahl und Eisen, 1911, S. 981 und ebenda 1912, S. 432. Vgl. auch die Normen, ebenda, 1910, S. 891.

Die **Beziehungen der Festigkeitseigenschaften unter sich** sind S. 701 und 728 erörtert.

56. Die metallographische Untersuchung des Eisens.

Diese hat eine große Bedeutung erlangt und ist im Laufe der Zeit ein Sondergebiet geworden, das weit über den Rahmen der Eisenhüttenwerke hinaus seinen Einfluß geltend macht.

Heute besitzt nicht nur jedes größere Eisenhüttenwerk, sondern auch jede große Maschinenfabrik und Gießerei ein metallographisches Laboratorium. Dasselbe gilt von den Metallhüttenwerken.

Der Nachwuchs des Personals dieser Laboratorien wird heute nicht mehr allein in den Stätten des hüttenmännischen Unterrichts, sondern auch in den Abteilungen für Maschinenbau und Bauingenieurwesen unserer Technischen Hochschulen herangebildet; schon deshalb, weil die mechanische Prüfung hier ganz besonders gepflegt wird und Hand in Hand mit der metallographischen Prüfung geht.

Es kann nicht Sache dieses Lehrbuchs sein, die metallographische Untersuchung zu beschreiben. Es soll hier nur auf die Buchliteratur verwiesen werden, und nur von der metallographischen Untersuchung im Betriebe mit wenigen Worten die Rede sein:

Buchliteratur über Metallographie.

Heyn und Bauer, Metallographie. Leipzig bei Göschen.
Goerens, Einführung in die Metallographie. Halle bei Knapp.
Ruer, Metallographie. Hamburg bei Voß.
Hanemann, Einführung in die Metallographie. Berlin bei Borntraeger.

[1]) Vgl. Gumlich, Magnetische Eigenschaften im Zusammenhang mit thermischer Behandlung. Stahl und Eisen, 1919, S. 765.

Bach und Baumann, Festigkeitseigenschaften und Gefügebilder. Berlin bei Springer.
Martens-Heyn, Handbuch der Materialienkunde. Berlin bei Springer.
Guertler, Metallographie. Berlin bei Borntraeger.
Preuß, Prüfung des Eisens mit dem Mikroskop. Berlin bei Springer.
Hinrichsen, Materialprüfungswesen. Stuttgart bei Enke.
Oberhoffer, Das schmiedbare Eisen. Berlin bei Springer.
Osann, Lehrbuch der Eisen- und Stahlgießerei. Leipzig bei Engelmann.
Mars, Die Spezialstähle. Stuttgart bei Enke.
Brearley-Schäfer, Die Werkzeugstähle. Berlin bei Springer.

Die metallographische Untersuchung im Betriebe.

Sie wird immer makrographisch, also ohne Zuhilfenahme des Mikroskops (mikrographische Prüfung) geschehen und sich auf das Ätzen von Flächen und Betrachten mit bloßem Auge oder der Lupe beschränken.

Man sägt, hobelt, feilt, um dann mit Schmirgelpapier, am besten auf einer sich drehenden damit beklebten Holzscheibe zu schleifen.

Ohne Ätzung kann man garnichts oder wenig sehen. Muß man ätzen, so benutzt man heute nicht mehr verdünnte Salzsäure, sondern Kupferammoniumchloridlösung (Heyn)[1]. Man setzt das Stück, die Schleiffläche nach oben derart in ein Gefäß, daß die letztere von der Lösung bedeckt ist und läßt sie unter Bewegen 1 Minute wirken, um dann abzuspülen und den erzeugten Kupferniederschlag mit einem Wattebausch abzuwischen.

Bei Schweißeisen sieht man die Sehnenstruktur, die durch die Formgebung beeinflußt ist und erkennt deutlich harte und weiche Partien und Schlackeneinschlüsse.

Bei Flußeisen sind es gleichfalls Schlackeneinschlüsse, mit der Lunkerung zusammenhängende Gefügestörungen und ausgeseigerte Körper. (Abb. 638 und 640.)

Vorzügliche Dienste leistet das Verfahren, um die Güte von Schweißungen zu erkennen. Jede Verschiedenheit der chemischen Zusammensetzung äußert sich in einer verschiedenen Härte und Widerstandsfähigkeit gegen das Ätzmittel.

Bei Rohrknüppeln für Mannesmannrohre und Blöcken für Qualitätsstahl verbindet man ein solches Ätzen mit einem Nachsehen und Putzen der Oberfläche, um feine Risse erkennen und beseitigen zu können. Von diesen Feinrissen geht bei der weiteren thermischen Behandlung ein starker Riss aus, der den Block unbrauchbar macht.

Man verwendet dann nicht das obengenannte Ätzmittel, sondern verdünnte Säuren, z. B. mäßig erwärmte 1 : 1 verdünnte Salzsäure und für schnelle Ätzung ein Gemisch von Salpetersäure (2 Teile) und englische

[1]) Über Ätzflüssigkeiten siehe **Kruft**, Stahl und Eisen, 1909, S. 517, auch ist ebenda 1914, S. 889, eine Zusammenstellung aller Ätz- und Färbungsmittel gegeben.

Schwefelsäure (1 Teil). Man muß dann sorgfältig, am besten mit kaltem fließenden und dann mit heißem Wasser, abspülen.

Anhäufungen von Schwefel und Phosphor, wie sie durch Seigerungen bedingt werden, kann man durch aufgelegtes vorbereitetes Papier kenntlich machen. Es gibt für beide Körper mehrere Verfahren.

Bromsilberpapier, das vorher mit verdünnter Schwelsäurelösung (1:60) angefeuchtet war, zeigt nach 10 Sekunden Aufliegezeit einen schwarzen Fleck (Baumann)[1]. Es handelt sich um Sulfide.

Ebenso werden Phosphoranhäufungen durch Kupferammoniumchloridlösung (12 gr in 100 Wasser) nachgewiesen. Nach dem Abspülen und Abwischen zeigen sich die phosphorreichen Stellen bronzeartig gefärbt (Heyn)[2].

Dies sind nur Beispiele, die auch zeigen sollen, daß eine metallographische Untersuchung durchaus nicht immer mit dem Mikroskop zu geschehen braucht. (Vgl. hier das oben genannte Buch von Preuß.)

Die mikrographische Betrachtung im Laboratorium mit Hilfe des Mikroskops.

Sie setzt einen Schliff voraus, auf dessen Ausführung nicht eingegangen werden soll. Es mag hier nur erwähnt werden, daß beim Schleifen an den Stellen Vertiefungen entstehen werden, die einen weniger harten Gefügebestandteil aufweisen. Beleuchtet man den Schliffkörper und betrachtet ihn mit dem Mikroskop, so geben erhabene Teile ein helles, vertiefte Teile ein dunkles Bild. Durch Ätzmittel, welche die Gefügebestandteile verschieden angreifen, kann man das Bild noch deutlicher gestalten. Dabei erhalten gewisse Teile eine rauhe Oberfläche, die dunkler erscheint. Man kann auch Lösungen anwenden, welche die verschiedenen Bestandteile verschieden färben.



Abb. 605. Röntgenbild eines Gußstücks von etwa 9 mm Stärke. Man sieht Risse u. Gashohlräume. Durch einen Gashohlraum rechts geht ein Riß. Nach Janus, Stahl und Eisen, 1918, S. 560.

Abgesehen davon hat ein metallographisches Laboratorium die Aufgabe, die Haltepunkte festzustellen, um die Wärmebehandlung zu überwachen. Ein Zusammenarbeiten des chemischen, des physikalischen und des metallographischen Laboratoriums ist die Grundlage für die Erzeugung von Qualitätsmaterial.

Es sei hier noch erwähnt, daß in neuester Zeit auch **Röntgenaufnahmen** gefertigt werden, um Fehlstellen kenntlich zu machen. Es läßt sich noch nicht beurteilen, ob ein Erfolg beschieden sein wird. Abb. 605 kenn-

[1] Vgl. Heyn, Stahl und Eisen, 1910, S. 243. Heyn wendet ein Verfahren an, bei dem eine Lösung von $HgCl_2$ in Wirkung tritt.

[2] Eine andere Vorschrift nennt Oberhoffer, der das Rosenhayn'sche Verfahren verbessert hat.

zeichnet einen solchen Versuch. Es sei auf die Literatur hierunter[1]) verwiesen.

57. Die Beziehungen der Festigkeitseigenschaften zur chemischen Zusammensetzung.

Darüber ist viel geschrieben, und es sind wie die unten folgende Literaturübersicht beweist, von zahlreichen Forschern Formeln aufgestellt, die samt und sonders nicht unbedingt zuverlässig sind, aber für den Betrieb Anhaltpunkte ergeben. Meist findet man die v. Jüptnersche Formel für die Zerreißziffer angewandt, von der noch die Rede sein wird[2]).

Bemerkenswert ist, daß für saures und basisches Material, ebenso für Thomas- und Martinmaterial, verschiedene Formeln entwickelt sind und eine Konstante eingefügt ist, die den verschiedenen Umständen der Wärmebehandlung und Bearbeitung Rechnung tragen soll. Da diese nicht mit genügender Genauigkeit zu erfassen sind, so besteht schon dadurch eine Unzuverlässigkeit; aber auch sonst gilt das von v. Jüptner aufgestellte Gesetz, daß sich die Einflüsse der Eisenbegleiter umgekehrt wie die Atomgewichte verhalten, nicht streng und da, wo Seigerungen im Spiele sind, ganz und garnicht.

Immerhin ergeben die auf Grund dieser Formel berechneten Zerreißwerte eine vielfach geradezu verblüffende Treffsicherheit, die eben ihre Anwendbarkeit im Betriebe beweist.

Die v. Jüptnersche Formel[3]) lautet:

$$\sigma_B = A + \frac{200}{3} \cdot C + \frac{200}{7} Si + \frac{200}{14} \cdot Mn + \frac{200}{8} P + \frac{200}{16} \cdot Cu - \frac{200}{8} \cdot S \text{ in kg/qmm}$$

Dabei A = 21 im Mittel; C, Si usw. in °/₀ angegeben. Die Nenner stellen durchweg den vierten Teil des Atomgewichts dar.

Man hat auch eine Formel für die Dehnung berechnet, die wie folgt lautet:

$$D = B - 36C + 5{,}5Mn - 6Si \text{ in } \%_0 \text{ der ursprünglichen Länge.}$$

---

1) Respondek, Stahl und Eisen, 1917, S. 709, und ebenda, 1918, S. 837 und 872. Janus, Stahl und Eisen, 1918, S. 508, 533, 558.

2) v. Jüptner, Stahl und Eisen, 1896, S. 348 und 1900, S. 939; auch sein Buch: Beziehungen zwischen den mechanischen Eigenschaften usw. Leipzig bei Felix.

Campbell, Stahl und Eisen, 1903, S. 565 und 1905, S. 82 u. f.

Osmond, Webster, v. Jüptner, Stahl und Eisen, 1899, S. 239.

Strohmeyer, Metallurgie, 1909, S. 370.

Auch Thallner, Konstruktionsstahl. Freiberg bei Craz und Gerlach.

3) Sie ist in verschiedenen Lesarten gebräuchlich. Deshalb wird auch A sehr verschieden angegeben.

Der Verfasser hat durch seine Schüler mehrfach die Formeln nachprüfen lassen. Dabei haben sich gut übereinstimmende Werte für die Konstanten A und B ergeben, wenn man die berechneten Werte den tatsächlichen gegenüberstellte.

Die nachfolgende Zahlentafel beweist dies.

Ergebnisse der Versuche eines Schülers des Verfassers (Diplomingenieur Eichenberg in Brebach) zur Feststellung der Festigkeits- und Dehnungskonstanten der v. Jüptnerschen Formel.

Härte	Vorschriften	Probe	Chemische Zusammensetzung in %					Festigkeit in kg/qmm	Dehnung in %	Konstante	
			C	Mn	P	S	Si			A	B
0	C=unter 0.10% F=34—38 kg [1]) D=32—25%	1	0,07	0,61	0,05	0,07	0,04	35,8	32,5	21,77	31,90
		2	0,08	0,58	0,01	0,07	0,15	38,0	30,5	21,60	31,09
1	C=0.10—0.15% F=38—42 kg =30—25%	1	0,12	0,69	0,04	0,05	0,17	43,2	30,0	20,87	31,54
		2	0,10	0,58	0,01	0,07	0,15	40,2	30,0	20,15	31,16
2—4	C=0.20—0.40% F=45—70 kg D=25—15%	1	0,28	0,72	0,03	0,06	0,11	52,2	24	20,85	30,66
		2	0,40	1,00	0,04	0,04	0,25	71,0	19,5	21,62	29,90
5—8	C=0.5—0.8% und darüber F=75—100 kg und darüber D=15—0%	1	0,80	0,94	0,02	0,04	0,23	102,0	7,0	19,93	32,00
	Im Durchschnitt									21,0	31,2

Campbell (vergl. die Literaturstelle oben)[2]) hat auch handliche Formeln gegeben.

[1]) F = Zerreißfestigkeit in kg/qmm; D = Dehnung.

[2]) Reines Eisen Festigkeit 26,5—27,5 kg

+ 0,01 C	bei saurem	+ 0,85 kg Festigkeit	
	» basischen	+ 0,66 kg	„
+ 0,01 Mn	» saurem	+ sehr wenig, wenn unter 0,6 Mn	
	» basischen	+ 0,06 kg Festigkeit	
+ 0,01 P	» saurem	+ 0,63 kg	„
	» basischen	+ 0,74 kg	„

Alle diese Zahlen gelten bei Bauwerksflußeisen mit 0,2—0,35 % C aus dem Martinofen. Bessemer Material ist nach Champbell geringwertiger.

Kennzeichnend ist, daß der Mn-Gehalt nach diesen Formeln sowohl die Zerreißfestigkeit, als auch die Dehnung vermehrt.

Es sollen hier noch einige Erfahrungsregeln angeführt werden, die natürlich nur für gewöhnliche Handelsware gelten:

A. Zerreißfestigkeit.

P hat bis 0,06 % keinen Einfluß.

Bei 0,06—0,08 % P minus ½ kg bei weichem, bis 1 kg bei hartem Material. Darüber hinaus sehr starke Abnahme.

S hat bis 0,05—0,06 % keinen bemerkenswerten Einfluß, bei 0,09 % minus 2 kg.

B. Dehnung.

P hat bis 0,05 % keinen Einfluß.

Bei 0,05—0,08 % minus 1 % bei weichem Material.
„ 1,5 % bei hartem Material,
von da ab starker Einfluß.

S hat bis 0,06 % keinen nennenswerten Einfluß.

Bei 0,06—0,08 % minus 2 % bei weichem Material.
„ 3 % bei hartem Material.

C. Schweißbarkeit.

Z. B. Röhrenmaterial max. 0,06 % S, 0,1 C, 0,00 % Si.

0,2 Cu hatte keinen Einfluß.

0,1 As ebenfalls, über diese Mengen Cu und As hinauszugehen ist nicht erlaubt.

D. Mn-Gehalt.

Hat man kleine Öfen (geringe Temperatur) hält man unter 0,4 % Mn, weil sonst das Bad zu dickflüssig und blasig wird. Große Öfen müssen mehr Mangan erhalten, weil sonst nicht genügend desoxydiert ist.

Einige Beispiele der Anwendung oben genannter Formeln sollen hier folgen.

Aufgabe 1: Flußeisen aus dem Martinofen soll die folgende Zusammensetzung haben:
0,07 % C; 0,5 % Mn; 0,05 % P; 0,05 % S; 0,1 % Cu.
Welche Zerreißfestigkeit und Dehnung würde man haben, wenn A = 22, B = 31,5 ist?

Lösung: $\sigma_B = 22 + 4{,}7 + 7{,}1 + 1{,}2 + 1{,}3 - 1{,}3 = 35{,}0$ kg/qmm.
$\vartheta = 31{,}5 - 2{,}5 + 2{,}75 = 31{,}75$ %.

Aufgabe 2: Wie würde man verfahren, wenn man bei gleicher Dehnung 5 kg mehr Zerreißfestigkeit haben will?

Lösung: + 0,2 % Mn erhöht die Festigkeit um 2,9 kg und die Dehnung um 1,1 %
+ 0,03 % C erhöht die Festigkeit um 2,0 kg und vermindert die Dehnung um 1,1 %.

Beides zusammen ergibt bei gleicher Dehnung + 5 kg Festigkeit; also 0,10 % C und 0,7 % Mn.

58. Die Eigenschaften und die Metallographie des reinen Eisens und der Legierung Eisen-Kohlenstoff.[1])

Wir müssen uns zunächst mit ersterem beschäftigen, soweit es überhaupt besteht. Man kann allerdings, streng genommen, niemals, auch nicht für wissenschaftliche Zwecke auf vollkommen reines Fe zurückgreifen.

Für ihre Zwecke mußten Berzelius und Wöhler Tiegelschmelzungen unter Glasschmelzdecke benutzen. Wöhler stellte Eisenschwamm durch Glühen von Eisenvitriol im Wasserstoffstrom her. Einen großen Fortschritt brachte die galvanische Fällung des Eisens aus verdünnten Salzlösungen. Solches Eisen benutzte Osmond bei seinen Studien über Haltepunkte in den Achtziger Jahren des vorigen Jahrhunderts. Seitdem sind in dieser Richtung große Fortschritte gemacht[2]).

Wie weit man kommen kann, lehrt das folgende Analysenergebnis:[3])

C = 0,00 %; S = 0,00 %; P = 0,007 %; Mn = 0,00 %.
Cu = 0,008 %. Zusammen 0,015 % (in keinem Falle über 0,03 %).

Das elektrolytisch hergestellte Eisen ist infolge seines Gehalts an Gasen, unter denen H und N hervorragenden Anteil haben, spröde. Durch Glühen im Vakuum bei 920° wird ein gasfreies, weiches Eisen erzielt, das sich mit dem Messer schneiden läßt.

Interessant ist es, daß man galvanisch gefälltes Eisen zur Druckplattenerzeugung für Papiergeld benutzt hat, und diese Druckplatten wegen ihres Gasgehalts außerordentlich hart waren.

Im Kriege gebrauchte man elektrolytisch erzeugtes Eisen, um Führungsringe für Granaten herzustellen. Dabei machte man die Beobachtung, daß dies außerordentlich weiche, geschmeidige Material bei der geringsten Biege- oder Druckbeanspruchung sehr hart und spröde wird. Durch Ausglühen ließ sich aber der alte Zustand wieder herbeiführen. (Vgl. S. 778.)

Technisch hergestelltes Eisen ist stark verunreinigt, auch wenn man die Erzeugung des reinsten Eisens zum Zielpunkt nimmt. Der heute vielfach noch zur Titerstelung im Laboratorium benutzte, aus

[1]) Vgl. die unter Metallographie genannte Literatur.

[2]) Verfahren von Franz Fischer, das von dem Langbein-Pfannhauser-Werk ausgeübt wird. Stahl und Eisen, 1909, S. 920 und 1912, S. 319; auch Gießereizeit. 1918, S. 340.

[3]) Mitgeteilt in Goerens' Metallographie. Es handelt sich um elektrolytisch hergestelltes und in besonderen Tiegeln umgeschmolzenes Eisen.

Schweißeisen erzeugte Blumendraht hat 99,55 % Fe. Neuerdings erzeugt die Firma Krupp im Martinofen[1]) ein Weicheisen mit 0,057 % C; < 0,01 % Si; 0,097 % Mn; < 0,01 % P; 0,021 % S mit etwa 31 kg Zerreißfestigkeit, 40 % Dehnung, 85 % Einschnürung und nur 22 kg untere Streckgrenze. Dieses Weicheisen wird erzeugt, um das teure Elektrolyteisen zu ersetzen.

Die Metallographie des reinen Eisens.

Über die Eigenschaften des reinen Eisens möge der Leser in der Literatur über Chemie, Physik und Metallographie nachlesen, desgl. auf S. 582 dieses Buches über Haltepunkte und ihre Feststellung.

Zu den daselbst genannten 3 Haltepunkten hat sich in neuester Zeit noch ein vierter gesellt: $A_4 = 1401°$. Dementsprechend besteht eine vierte Modifikation = δ-Eisen zwischen A_4 und dem Schmelzpunkt (1528°). Es sei hier auch erwähnt, daß die Kurve der mittleren spezifischen Wärme (Abb. 606), die des elektrischen Leitwiderstandes, die des Ausdehnungskoeffizienten und die der Magnetisierbarkeit die Haltepunkte erkennen lassen.

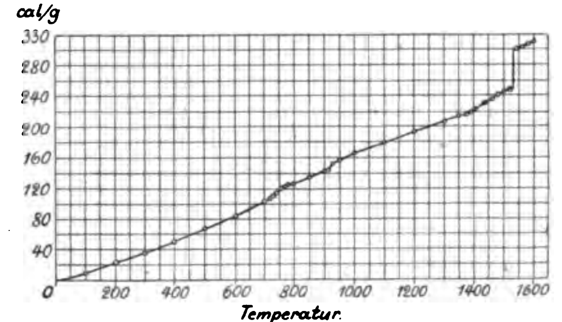


Abb. 606. Wärmeinhalt des reinen Eisens bei verschiedener Temperatur. Nach Durrer, Stahl und Eisen, 1918, S. 777. Man beachte den Sprung bei 1530°.

Man unterscheidet Haltepunkte beim Abkühlenlassen A_r und Haltepunkte beim Erwärmen A_c.

Man ist geneigt, anzunehmen, daß sie zusammenfallen müßten. Dem ist aber nicht so, weil sich die Umwandlung z. B. des γ-Eisens in β-Eisen verzögert. (Vgl. S. 583.) Den Unterschied in der Lage dieser Punkte zu einander nennt man »Hysteresis«. Er kann sehr groß und durch den Gehalt an bestimmten Eisenbegleitern beeinflußt werden. Für den Bau von Dynamomaschinen und Transformatoren ist dies sehr wichtig.

Es sei hier auf die Abb. S. 583 verwiesen. Bei einem nennenswerten Kohlenstoffgehalt des Eisens erscheint ein Haltepunkt A_1, welcher den Ausgangspunkt unseres Schaubildes Eisen-Kohlenstoff bildet.

[1]) Vgl. Gießereizeitung, 1920, S. 146. Jedenfalls in einem heiß mit Koksofengas geführten Martinofen.

Die Metallographie der Legierung Fe-C.

Der Kohlenstoff kommt in sehr verschiedener Gestalt in Erscheinung als Graphit, Temperkohle, als Bestandteil des Zementits (Fe_3C) und im Eisen gelöst.

Eisenkarbid ist eine chemische Verbindung, die selbstständig und auch als Bestandteil von Mischkristallen auftritt.

Am besten geht man von den Schaubildern, wie sie Abb. 613 und 614 darstellen, aus. Sie stimmen in ihrem linken Flügel überein, der auf S. 583 in vergrößertem Maße dargestellt ist.

Vom δ Eisen soll abgesehen werden, weil es kaum praktisches Interesse und auch ein sehr beschränktes Gebiet hat.

Um ein solches Schaubild deuten zu können, muß weiter ausgeholt werden; auch um einige Betrachtungen zu bringen, die für das Verständnis von Krankheitserscheinungen des Eisens unerläßlich sind.

Es sei erwähnt, daß die Lehre vom Eutektikum und die von den Haltepunkten die wichtigsten Kapitel für die praktisch anzuwendende Metallographie sind. Mit Hilfe dieser Begriffe läßt sich vieles deuten und erklären, was täglich im Betriebe in Erscheinung tritt und häufig zu Mißerfolgen führt.

Die Lehre vom Eutektikum muß mit dem Hinweis beginnen, daß wir es mit Legierungen zu tun haben, und Legierungen nichts anderes als Lösungen sind. Ebenso wie man gesättigte und übersättigte Lösungen hat, gilt dies auch von Legierungen. Der letztere Fall ist der weitaus häufigere.

Ziehen wir eine Lösung von Kochsalz in Wasser zum Vergleich heran, so ist diese im Gleichgewicht oder »gesättigt«, wenn genau soviel Salz im Wasser enthalten ist, wie dies unter den gegebenen Verhältnissen (Temperatur und Druck) zu lösen vermag. Trifft dies nicht zu, so ist die Lösung übersättigt, entweder im Wassergehalt oder im Salzgehalt. Läßt man eine Lösung abkühlen, so ändert sich unausgesetzt ihr Sättigungspunkt. Es werden dann, um im Bilde zu bleiben, entweder Eis- oder Salzkristalle sich ausscheiden, und zwar in ganz bestimmten, voraus zu bestimmenden Mengenverhältnissen. Schließlich wird aber auch die letzte Mutterlauge einfrieren. Es wird alles fest sein.

Vergleicht man die Ergebnisse bei Kochsalzlösungen von allen möglichen Gehalten, so finden wir, ganz gleichgültig, ob viele oder wenige Prozente Kochsalz im Wasser gelöst sind, durchweg dieses Festwerden bei — 22°.

In der graphischen Darstellung der nach verschiedenen Gehalten geordneten Salzlösungen (Abb. 607) erhält man eine Horizontale *AB* und nennt diese »Eutektische Linie« (frei übersetzt »normale Linie«). Dieser Ausdruck wird im folgenden noch etwas greifbarer werden. Eine solche eutektische Linie läßt sich bei allen Lösungen und Legierungen

als Horizontale konstruieren. Wir haben sie überall; ganz gleichgültig ob wir Chlornatrium und Wasser, Blei und Antimon, Kupfer und Kupferoxydul, Eisen und Kohlenstoff usw. haben. Überall haben wir es eben mit Lösungen zu tun. Diese eutektische Linie deutet also die Temperatur an, bei der alles fest wird.

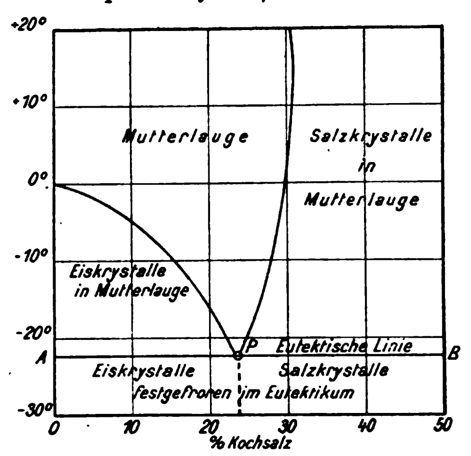


Abb. 607. Erstarrungsschaubild des Systems Wasser—Kochsalz. Das Eutektikum enthält 23 % Kochsalz.

Verfolgen wir an der Hand des Erstarrungsschaubildes [1]) (Abb. 607) den Gefriervorgang bei einer Kochsalzlösung von beispielsweise 10 %, so sehen wir bei — 4° die ersten Eiskristalle auftreten, bei — 10° ist ihre Menge bedeutend größer geworden. Wir können sie für beispielsweise 1 kg Lösung, die also 0,1 kg Kochsalz enthält, berechnen; denn der linke Kurvenast gibt an, daß die Mutterlauge 15 % Satz enthalten muß. Es gilt die Gleichung:

$$0{,}1 = (1 - x) \cdot \frac{15}{100}; \quad x = 0{,}33 \text{ kg Eiskristalle.}$$

Hätten wir eine Kochsalzlösung von 20 % Salz, so würde diese bei — 10° weder Eis- noch Salzkristalle ausscheiden.

Hätten wir eine Lösung von 40 % Salz und 60 % Wasser, so würden sich Salzkristalle ausscheiden, deren Menge $= y$ man berechnen kann, da die Mutterlauge 73 % Wasser und 27 % Salz enthält

$$0{,}6 = (1 - y) \cdot \frac{73}{100}; \quad y = 0{,}18 \text{ kg Salzkristalle.}$$

Bei einer Temperatur von — 20° würde die Mutterlauge bei der Salzlösung von 10 % 22 % Salz und diejenige der Salzlösung von 40 % 25 % Salz enthalten d. h. beide Mutterlaugen stimmen schon nahezu überein. Diese Übereinstimmung ist bei — 22° unmittelbar vor dem Erstarren bis zur vollständigen Übereinstimmung vorgeschritten. Beide Mutterlaugen würden dann 23 % Salz enthalten. Inzwischen ist aber die Menge der Mutterlauge zusammengeschrumpft. Man kann im obigen Sinne berechnen, daß bei

[1]) Die ersten Lösungsschaubilder hat Roozeboom entworfen.

— 10°	und	10 %	Kochsalz	0,67	kg	Mutterlauge	vorhanden	war
— 20°	„	„	„	0,45	„	„	„	„
— 22°	„	„	„	0,43	„	„	„	„
— 10°	„	40 %	„	0,82	„	„	„	„
— 22°	„	„	„	0,78	„	„	„	„

Tritt die Erstarrung ein, so haben wir bei der Kochsalzlösung mit 10 % Eiskristalle in gefrorener Mutterlauge und bei derjenigen mit 40 % Salzkristalle in gefrorener Mutterlauge. Bei einer solchen von 23 % würde aber reine gefrorene Mutterlauge bestehen und die eutektische Legierung oder das Eutektinum darstellen.

Eine solche Kochsalzlösung würde auch beim Abkühlen keinerlei Ausscheidungen zeigen, sondern unvermittelt aus dem flüssigen Zustand in den festen Zustand übergehen. Es ist eine ideale oder normale Legierung. Auf diese Weise wird das Wort »eutektisch« versinnbildlicht.

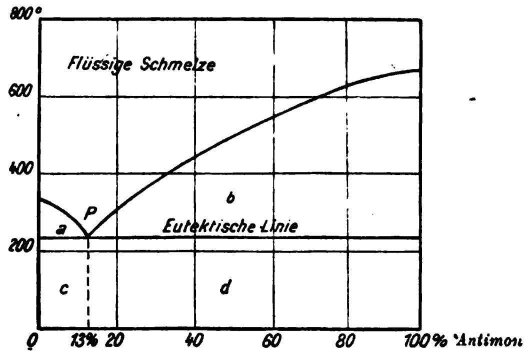


Abb. 608. Erstarrungsschaubild Blei-Antimon. In *a* Bleikristalle in flüssiger Schmelze; in *b* Antimonkristalle in flüssiger Schmelze; in *c* Bleikristalle, im Eutektikum (13 % Antimon, 87 % Blei) eingefroren; in *d* Antimonkristalle, in demselben Eutektikum eingefroren.

Ehe weitere Schlüsse gezogen werden, soll auf das Schaubild Blei-Antimon hingewiesen werden. (Abb. 608.)

Wir haben hier eine eutektische Legierung mit 13 % Antimon, 87 % Blei. Sie erstarrt ohne vorherige Ausscheidung von Kristallen bei 250°.

Eine flüssige Legierung von 5 % Antimon scheidet bei etwa 275° die ersten Bleikristalle aus, deren Menge man ebenso wie bei der Kochsalzlösung berechnen kann.

Eine flüssige Legierung von 40 % Antimon scheidet bei 525° die ersten Antimonkristalle aus, deren Menge dann bis zum Überschreiten der eutektischen Linie immer mehr zunimmt. Die dabei erscheinende erstarrte Mutterlauge enthält immer 13 % Antimon und 87 % Blei, gleichgültig, ob es sich um eine Legierung mit nur 5 oder 90 % Antimon handelt.

Besonders deutlich wird das Erstarrungsbild $Cu \cdot Cu_2O$ (Abb. 609) durch Schliffbilder kenntlich gemacht, die hier durch die Abb. 610—612 wiedergegeben sind.

Aus dieser Darlegung folgt für unsere Eisenlegierung, daß ein erstarrender Block aus Roheisen oder Flußeisen, das niemals eutektische Zu-

sammensetzung besitzt, einen Übergangszustand durchläuft, indem sich Kristalle innerhalb der Flüssigkeit ausscheiden. Je weiter die Erstarrung fortschreitet, umsomehr vermindert sich die Flüssigkeitsmenge und umsomehr nähert sich ihre Zusammensetzung der des Eutektikums. Dies muß man beim Lunkern beachten.

Es ist nach der oben gegebenen Darlegung klar, daß der zurückgebliebene Flüssigkeitsrest, wenn es sich nicht um eine eutektische Legierung handelt, ganz anders zusammengesetzt ist, wie es der Legierung entspricht. Hätte man z. B. eine Blei-Antimon-Legierung mit 80 % Antimon erstarren lassen und setzte sie dann dem Druck einer Presse aus, so würde eine Flüssigkeit ausfließen, die annähernd 13 % Antimon enthielte. Es würde also der Bleigehalt bedeutend angereichert sein.

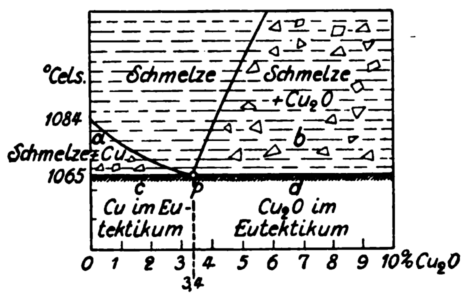
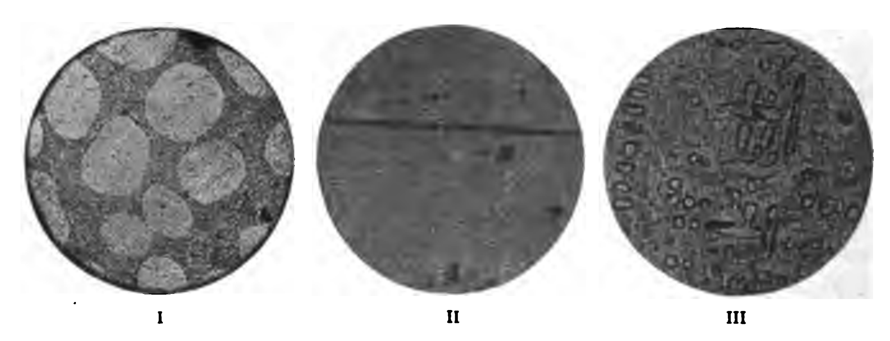


Abb. 609. Erstarrungsschaubild Cu-Cu_2O nach Heyn. In *a* Cu-Kristalle in flüssiger Schmelze. In *b* Cu_2O-Kristalle in flüssiger Schmelze. In *c* Cu-Kristalle im Eutektikum eingefroren. In *d* gilt dasselbe für Cu_2O-Kristalle.

Es ist allerdings hier vorgegriffen. Das Schaubild Eisen-Kohlenstoff ist anders geartet wie bei Blei-Antimon und Cu-Cu_2O. Es ist ein für Mischkristallbildung kennzeichnendes Schaubild. Solche Mischkristalle entstehen z. B. beim Zusammenschmelzen von Kaliumnitrat und Natriumnitrat. Eine solche Schmelze ist untersucht und läßt erkennen, daß auch hier Kristalle in Mutterlauge und eutektischen Lösungen bestehen; nur sind die Kristalle als Mischkristalle anzusehen. Sie enthalten beide Komponenten in vorher zu berechnenden Anteilen, und ebenso kann man



I II III

Abb. 610—612. Schliffbilder aus dem metallographischen Laboratorium der Clausthaler Bergakademie zum Erstarrungsschaubild Cu-Cu_2O. I bezieht sich auf Feld *c*. Untereutektisch. Helle Cu-Kristalle im Eutektikum. III bezieht sich auf Feld *d*. Übereutektisch. Cu_2O-Kristalle im Eutektikum. II bezieht sich auf den Punkt *P*. Rein eutektisch, 3,4 % Cu_2O.

auch die Zusammensetzung der Mutterlauge berechnen. Es kommt aber hierbei in Erscheinung, daß die Löslichkeit der beiden Stoffe ineinander nicht in allen Temperaturlagen unbeschränkt ist, und die Mutterlauge beim Erstarren plötzlich zerfällt. Der Text der Abb. 615 erläutert dies und zeigt auch, daß eutektische Legierungen in gleicher Weise wie oben auftreten.

Es bilden sich aus diesem Grunde bei allen Eisen-Kohlenstoff-Legierungen mit mehr als 1,7 % C Mischkristalle mit 1,7 % C. Der darüberschießende C-Gehalt scheidet sich als Zementit aus.

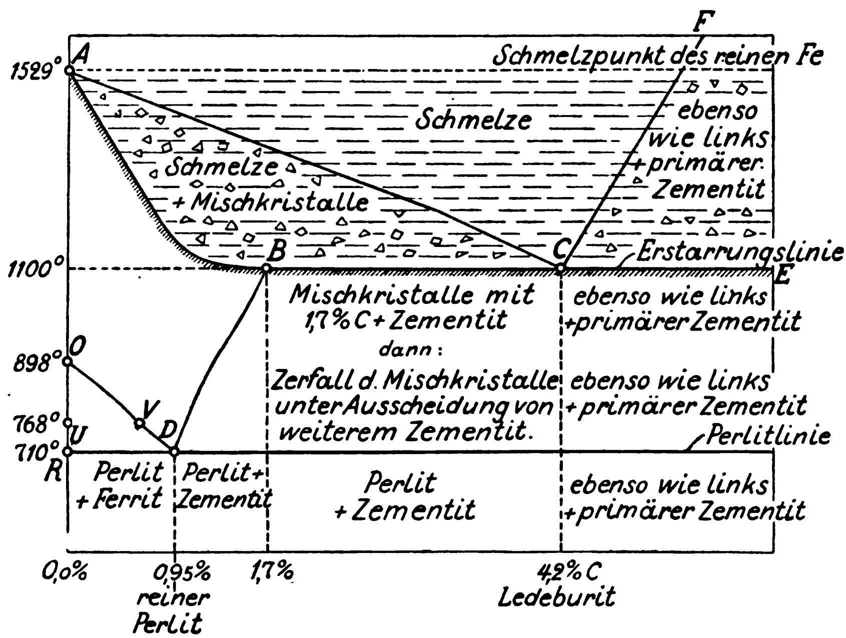


Abb. 613. Erstarrungsschaubild des weißen Roheisens. (Idealbild.) Im Felde *AODB* besteht nur Martensit, im Felde *ODR* Martensit + Ferrit, im Dreieck rechts von *BD* Martensit + Zementit.

Beim Eisen haben wir Gefügebestandteile von verschiedener Natur, die in den Schaubildern mit ihren metallographischen Namen kenntlich gemacht sind. Dabei kommt die chemische Verbindung Fe_3C in Erscheinung, das Eisenkarbid oder der Zementit[1]), und anderseits zwei eutektische Legierungen: der Ledeburit und der Perlit.

Ersterer tritt beim Erstarren des Roheisens auf und besteht aus Zementit (mit 6,67 % C) und Mischkristallen (mit 1,7 % C) in solchen Anteilziffern, daß der C-Gehalt 4,2 % beträgt. Letzterer tritt erst beim Abkühlen unterhalb von 710° (bei reinen FeC-Legierungen) auf

[1]) So genannt, weil er beim Zementstahl zuerst beobachtet wurde.

und stellt eine eutektische Mischung von Eisen (Ferrit) und Eisenkarbid in solchen Anteilziffern dar, daß ein C-Gehalt von 0,95 % besteht.

Die Abb. 613 und 614 stellen Idealfälle dar, die in Wirklichkeit niemals bestehen. Alles weiße Roheisen enthält neben Perlit und Zementit doch immer etwas Graphit. Alles graue Roheisen enthält außer Perlit und Graphit immer mehr oder weniger Zementit.

Die Entstehung von Perlit zeigt, daß auch im festen Zustande Umwandlungen geschehen, die genau nach dem Vorbilde der Salzlösungen verlaufen. Dasselbe gilt auch für die rechte Seite des Schaubilds, soweit

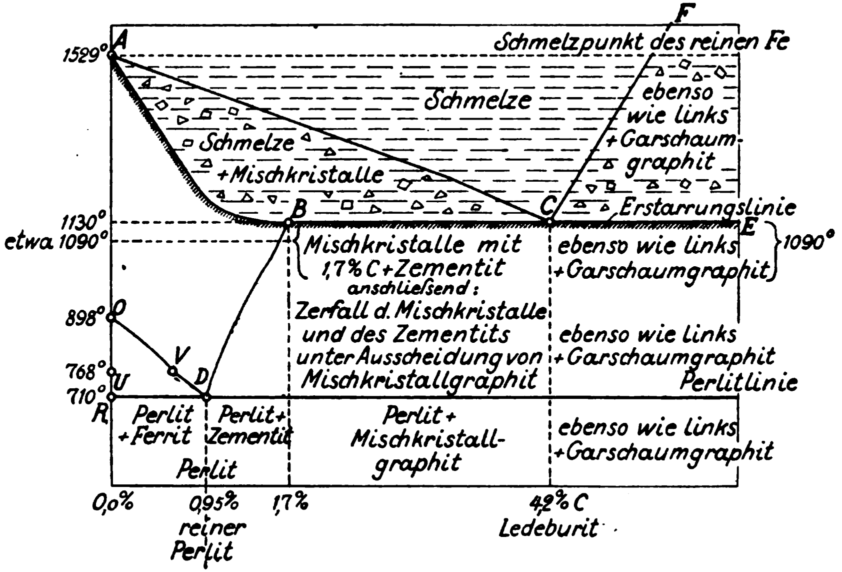


Abb. 614. Erstarrungsschaubild des grauen Roheisens. (Idealbild.) Im Felde *AODB* besteht nur Martensit, im Felde *ODR* Martensit + Ferrit, im Dreieck rechts von *BD* Martensit + Zementit.

Graphitausscheidung eintritt. Graphit ist ein Zerfallerzeugnis von Mischkristallen, die Zementit als Bestandteil einschließen:

$$Fe_3C = C + Fe_3.$$

Strenggenommen müßte man nicht von Graphit, sondern von graphitischer Kohle sprechen; denn die Ausscheidung kann in Gestalt von Temperkohle und Graphit erfolgen (vgl. den Text der Schaubilder).

Bei der Abkühlung des Eisens durchläuft es die allotropen Zustände des δ, γ, β, α-Eisens. Beim Perlit handelt es sich um α-Eisen, beim Austenit[1]) um δ- oder γ-Eisen. Zwischen beiden liegen die in Abb. 414 und S. 583 genannten Stufen. Die Reihe lautet:

[1]) Nach Roberts-Austen von Osmond so genannt.

Austenit — Martensit — Troostit — Osmondit — Sorbit [1]) — Perlit [2]), die man alle bis auf den Perlit unter dem Namen »Martensitisches Gefüge« zusammenfassen kann.

Austenit ist reine Lösung von Fe_3C in γ- oder δ-Eisen ohne Kristallbildung, die nur unmittelbar nach der Erstarrung bei Kohlenstoffgehalten bis 1,7 °/₀ bestehen kann; jedoch ist die Neigung reiner Eisen-Kohlenstofflegierungen zur Kristallisation so groß, daß auch bei schroffster

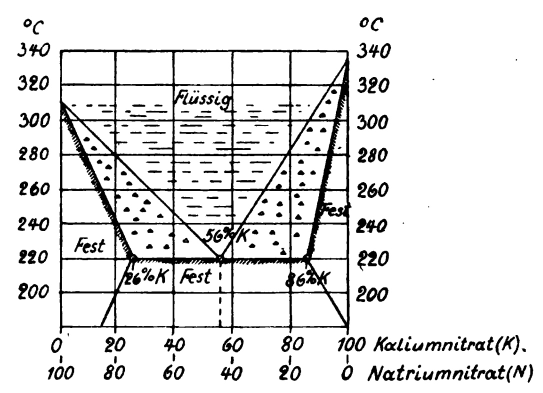


Abb. 615. Schaubild einer erstarrenden Kaliumnitrat- (K) und Natriumnitrat- (N) Schmelze (Mischkristalle)

1. Schmelzen mit 20% K. Es erscheinen bei 280° die ersten Mischkristalle, die bei fallender Temperatur immer reiner werden und bei 243° mit der Zusammensetzung 20% K, 80% N fest werden.
2. Schmelzen mit 30% K. Bei 255° erscheinen die ersten Mischkristalle, deren Zusammensetzung sich bei fallender Temperatur immer in vorauszuberechnender Weise ändert z. B. bei

   240° 20% K, Mutterlauge 40% K
   218° 26% » , » 56% »

   Nun aber kommt die beschränkte Löslichkeit in Erscheinung. Die Mutterlauge zerfällt, indem sich links vom eutektischen Punkte Mischkristalle mit 26% K, rechts vom eutektischen Punkte solche mit 86% K bilden. Wir haben also hier Mischkristalle von 26% K, die in einer eutektischen Grundmasse aus Mischkristallen mit 56% K eingebettet sind.
3. Schmelze mit 56% K. Es ist nach der Erstarrung nur eutektische Grundmasse vorhanden. Diese tritt unmittelbar bei 218° ein.
4. Schmelze mit 70% K. Bei 260° erste Kristalle, bei 240° sind es Mischkristalle mit 88% K in einer Mutterlauge mit 65% K. Bei 218° Mischkristalle mit 86% K in der eutektischen Grundmasse.
5. Schmelze mit 90° K. Es sind nach der Erstarrung nur noch Mischkristalle mit 90% K vorhanden.

Abkühlung gleichzeitig etwas Martensit auskristallisiert (Abb. 617). Nur bei einem Mangan- oder Nickelzusatz gelingt es, reinen Austenit darzustellen, weil diese die Unterkühlung (Abschreckung) außerordentlich begünstigen.

Vom Graphit war oben die Rede. Es gibt Garschaumgraphit und Mischkristallgraphit. Ersterer als selbständiger Körper auskristallisierend, letzterer mit karbidhaltigem Eisen in Mischkristallen herauswachsend.

---

[1]) Diese vier nach Martens, Troost, Osmond und Sorby genannt.

[2]) Auf Grund des Perlmutterglanzes, der unter Umständen zum Vorschein kommt, so genannt.

Im übrigen sei der Leser auf die Schaubilder in Abb. 414, 613 und 614 verwiesen.

Ferrit = reines Fe kommt nur bei C-Gehalten von 0 %—0,95 % vor.



Abb. 616. Eisen mit 0,95% C. Reiner Perlit. Heyn. V. = 1650.



Abb. 617. Austenit mit etwas Martensit (dunkel) C = 1,1%. Bei 1100° abgeschreckt. (Heyn.)

Zementit = Fe_3C mit 6,67 % C bei C-Gehalten von 0,95 % an bis zum Höchstgehalt.

Perlit bei solchen von 0 % an bis zum Höchstgehalt. (Vgl. Abb. 616 und 625.)

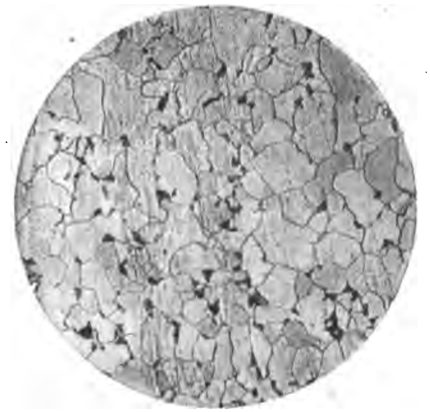


Abb. 618. Flußeisen mit 0,1 % C. Ferrit und Perlit (dunkel). Vergrößerung = 135 nach Preuß: Praktische Nutzanwendung der Prüfung des Eisens usw. Berlin bei Springer.

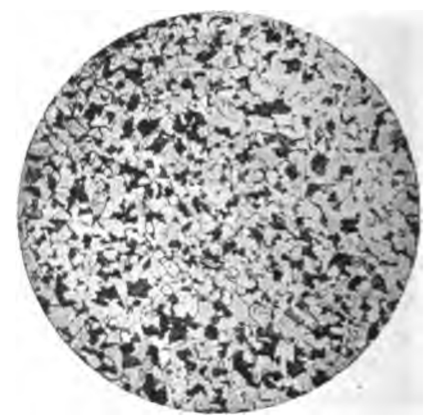


Abb. 619. Flußeisen mit 0,3% C. Ferrit und Perlit (dunkel). Vergrößerung = 135, nach derselben Quelle wie Abb. 618.

Graphit und Temperkohle nur bei Kohlenstoffgehalten über 1,7 %.

Garschaumgraphit, ebenso primärer Zementit, kommen nur bei höheren Gehalten als 4,2 % in Erscheinung.

Perlit ist Eutektikum aus Zementit und Ferrit mit 0,95 % C.
Ledeburit, ebenso aus Zementit und Mischkristallen, mit 4,2 % C.

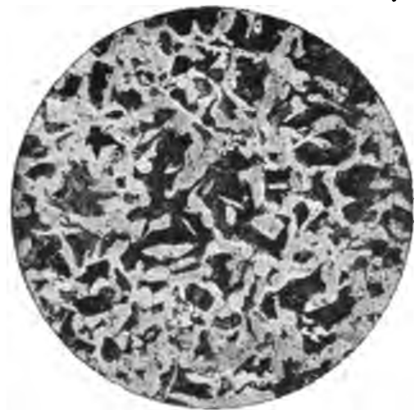


Abb. 620. Flußeisen mit 0,7 % C. Ferrit und Perlit (dunkel). Vergrößerung = 135, nach derselben Quelle wie Abb. 618.

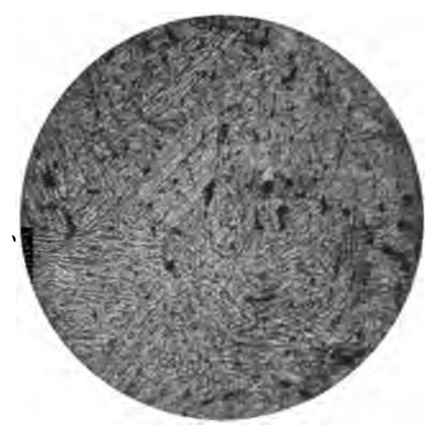


Abb. 621. Kohlenstoffarmes Eisen bei 1000° abgeschreckt. Vergrößerung = 350. Gefüge = Martensit. Nach Preuß: Die praktische Nutzanwendung der Prüfung des Eisens usw. Berlin bei Springer.



Abb. 622. Kohlenstoffarmes Eisen bei 750° abgeschreckt. Gefüge: Ferrit und Martensit. Vergrößerung = 350. Nach derselben Quelle.



Abb. 623. Kohlenstoffarmes Eisen langsam abgekühlt. Gefüge: Ferrit und Perlit (dunkel). Vergrößerung = 350. Nach derselben Quelle.

Früher unterschied man:

1. Graphitische Kohle = unlöslich in Salpetersäure, nur löslich in einem Gemisch von H_2SO_4 und Chromsäure.
2. Karbidkohle = unlöslich in verdünnten Säuren.
3. Härtungskohle = löslich in verdünnten Säuren.

Diese Gliederung kann man nicht mit der metallographischen in Einklang bringen; denn es handelt sich, abgesehen von Graphit, immer um Eisenkarbid, jedoch sind Mischkristalle bestimmter Gattung leichter löslich.

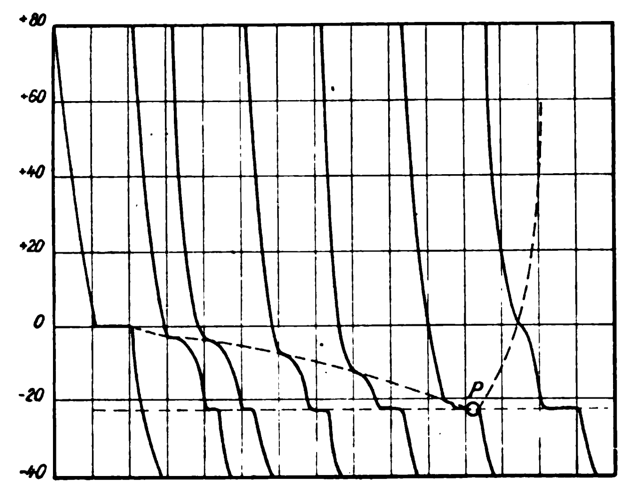


Abb. 624. Festlegung des eutektischen Punktes *P* durch Verbindung der Haltepunkte.

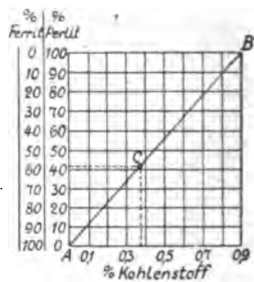


Abb. 625. Abhängigkeit der Ferrit- und Perlitgehalte von Kohlenstoffgehalt nach Stahl und Eisen, 1917, S. 994.

Von den Haltepunkten war beim reinen Eisen (S. 718) und auch beim Härten (S. 582) die Rede.

Durch ihre Feststellung wird erst die Zeichnung von Schaubildern möglich, wie es die Abb. 624 darstellt.

59. Der Einfluß des Kohlenstoffgehalts auf die Eigenschaften des Eisens.

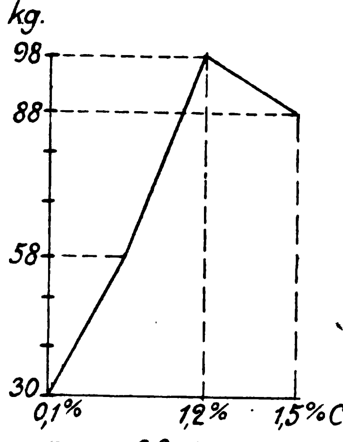
Kohlenstoff erhöht die Ziffer der Zerreißfestigkeit σ_B, die Streckgrenze σ_S und die Härte. Die Dehnung und Querschnittsverminderung fällt mit zunehmendem Gehalt an Kohlenstoff. (Abb. 626 und 627.) Man ersieht auch aus Abb. 627 die Beziehung der Dehnung zur Zerreißfestigkeit.

Alle unsere Eisenhüttenwerke haben sogenannte Härteskalen ausgearbeitet, um ihre Abnehmer bei der Auswahl unter ihren Erzeugnissen zu unterstützen. Eine solche Skala ist S. 730 abgedruckt. Auch die Härtbarkeit und Schweißbarkeit ist dabei berücksichtigt.

Die Streckgrenze geht parallel mit der Zerreißfestigkeit, so daß man die folgenden Verhältniszahlen angeben kann [1]):

[1]) Vgl. Beziehungen zwischen den mechanischen Eigenschaften und der chemischen Zusammensetzung. v. Jüptner, Leipzig, bei Felix.

	Ausgeglühtes Material	Schroff abgeschrecktes Material
0,0—0,8 % C	$\frac{\sigma_S}{\sigma_B}$ = 0,594—0,575	$\frac{\sigma_S}{\sigma_B}$ = 0,64—0,613
0,8—1,1 % C	= 0,575—0,517	—
> 1,1 % C	= 0,517	—
im Mittel	= 0,562	= 0,61.



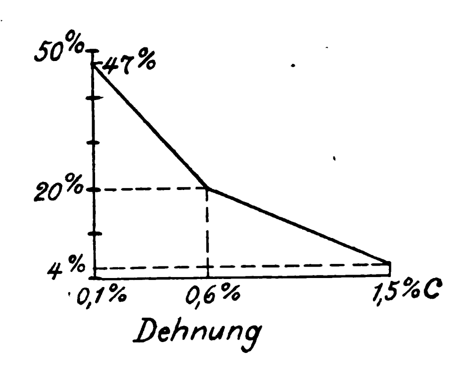


Abb. 626. Schaubild. Zerreißfestigkeit links, Dehnung rechts in ihrer Beziehung zum Kohlenstoffgehalt.

Bei Stahl mit 0,6 % C und höherem C-Gehalt erscheint keine Streckgrenze.

Die Höchstmenge des von Eisen aufgenommenen Kohlenstoffs beträgt nach Ausweis eines Kohlungsversuchs im elektrischen Ofen 7,52 %[1].

Treten Silizium, Mangan, Chrom und andere Körper hinzu, so wird die Kohlenstoffaufnahme stark beeinflußt. Dies kommt beim Roheisen, bei Nickel-Eisen-Legierungen und einigen anderen Legierungen in Erscheinung.

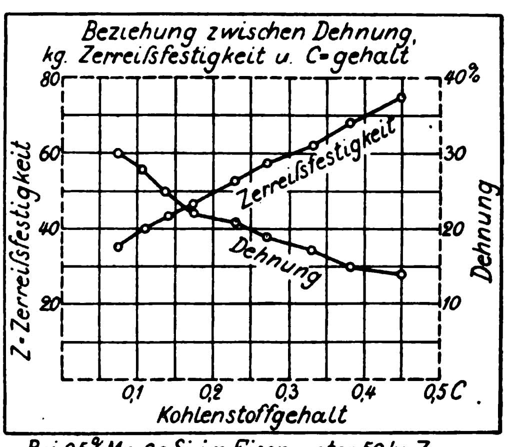


Abb. 627.

[1]) Nach einer Mitteilung der Firma Girod. Das Eisen hatte 0,31 % Si, 0,68 % Mn, 0,113 % S, 0,074 % P.

Härteskala für basischen, sauren und Sonder-Martinstahl.

Härte Nr.	Festigkeit in kg pro □ mm	Dehnung in % auf 200 mm Stabl.	Kontraktion in % maxim.	Kohlenstoffgehalt %	Phosphorgehalt %	Nähere Bezeichnung des Materials und Anhalt über Verwendung
00	30–34	32–40	80	0,05	Spuren	Extra weiches Flußeisen: Höchste Schweißbarkeit, für Dynamobleche, nahtlose Rohre, geschweißte Rohre, Nieten, Schuhnägel, Hufnageleisen, Pfannen, Bolzen, Hufstabeisen, Formeisen jeder Art.
0	34–37	28–34	75	0,06	Spuren bis 0,03	Weiches Flußeisen: Gut schweißbar, für weiche Qualitätsdrähte, Kratzendraht, Bleche, Drahtstifte, Nieten, Schraubeneisen, Flachringe für Lokomotivbau, Schaufeln, Bolzen, Gewehrteile, Hufstabeisen, Formeisen jeder Art.
I	37–44	22–32	60	0,07–0,11	0,02–0,05	Flußeisen, Handelsqualität: Gut schweißbar, für Träger, Winkel, Rungen, sowie jedes Konstruktionsmaterial, Winke und Domringe für Lokomotivbau, Laschen, Unterlagsplatten, Bleche, geknotete Springfedern, Formeisen jeder Art.
II weich	39–45	25–30	50	0,12–0,18	0,02–0,06	Homogen-Flußeisen (siliziert): Schweißbar, für Ketten, Draht, Zugeisen, nahtlose Rohre, Maschinenstücke, Transmissionswellen, Gewehrteile, Radscheiben, Formeisen jeder Art.
II hart	45–51	20–28	50	0,18–0,25	0,02–0,06	Homogen-Flußeisen: Noch gut schweißbar, für Schaufeln, Spaten, Drahtstifte, Achsen, Maschinen- und Lokomotivstücke, Grubenschienen, Radscheiben.
III weich	48–55	16–26	45	0,22–0,30	0,03–0,07	Weicher Flußstahl, Nicht härtbar, für Achsen, Transmissionswellen, gewöhnliche Gewehrläufe, Maschinenstücke, Fahrradrohre, Automobilachsen.
III hart	55–61	16–24	42	0,30–0,35	0,03–0,07	Weicher Flußstahl: Nur wenig härtbar, für Achsen, Radreifen, Maschinenstücke, Fahrrad- und Automobilteile, Kolbenstangen, weiche Spindeln, Schrumpfringe.
IV weich	58–65	15–22	35	0,35–0,40	0,03–0,07	Mittelharter Stahl: Etwas härtbar, für Straßenbahnachsen, Radreifen, Zahnräder, Gabeln, Pflugscharen, Holzbearbeitungswerkzeuge, Maschinenstücke, Fahrradnaben, Spindeln, Hacken, Hauen, Scheren, Dynamoachsen.
IV hart	65–71	14–20	35	0,40–0,45	0,03–0,07	Mittelharter Stahl: Gut härtbar, für Straßenbahnachsen, Radreifen, Zahnräder, Druckspindeln, Sensen, Raspeln, Eisenbahntragfedern, Spiralfedern, schwere Hämmer, Matrizen, Kabeldraht.
V weich	68–75	12–20	32	0,45–0,50	0,03–0,07	Mittelharter Stahl: Gut härtbar, für Straßenbahnradreifen, Lokomotivradreifen, Zahnräder, leichte Hämmer, Gewehrläufe, Feilen, Hufraspeln, Fangfedern, Kutschwagenfedern, harte Tragfedern, Spiralfedern.
V hart	75–81	10–18	30	0,50–0,55	0,03–0,07	Harter Stahl: Gut härtbar, (Vorsicht bei Wasserhärtung), für Lokomotivradreifen, Straßenbahnradreifen, Meißel, Döpper, Feilen, Messer, Rasiermesser, Klingen, Kabeldraht, Fahrradspeichen, Korsettfedern, Regenschirmdraht.
VI	80–90	6–14	25	0,55–0,70	0,03–0,07	Harter Stahl: Gut härtbar (in Öl zu härten), für Straßenbahnradreifen, Bohrer, Scherenmesser, Kugeln, Drehstähle, Hobelstähle, Fräser, Geschosse, Pochstempel, zur Goldgewinnung, Kugellagerstahl.
VII	90–100	5–10	20	0,70–0,80	0,03–0,07	Sehr harter Stahl: Gut härtbar (in Öl zu härten), für Straßenbahnradreifen, Zinkenstahl, Gesteinsbohrer, Gewindebohrer, Kugeln, Geschosse.
VIII	100 u. mehr	0–10	15	0,80 u. mehr	0,03–0,07	Hartstahl: Naturharter Stahl, für Hartwalzen, Kugeln, Kriegsmaterial.

60. Der Einfluß der anderen Eisenbegleiter.

Der Einfluß des Siliziums.

Silizium erhöht ziemlich stetig die Zerreißfestigkeit und Härte und vermindert die Dehnung dergestalt, daß z. B. ein Si-Gehalt von 2,4 % die Zerreißfestigkeit um etwa 80 % und die Härte um 130 % vergrößert und die Dehnung um 40 % vermindert.

Die spez. Schlagarbeit erleidet von 0,75 % Si ab eine sehr starke Abnahme, die bei über 2 % Si hinaus nicht weiter fällt[1]).

Man macht von diesen Eigenschaften Anwendung, um Eisenbahnschienen[2]) widerstandsfähiger gegen Abnutzung zu machen und Federn (z. B. Tragfedern für Eisenbahnwagen) herzustellen[3]).

Abgesehen davon benutzt man die elektromagnetischen Eigenschaften von Eisensilizium-Legierungen, um silizierte Feinbleche für Transformatoren und Dynamomaschinenbau zu erzeugen[4]). Silizium hat bei Gehalten von über 2 % die Eigenschaften, die Wattverluste sehr stark zu erniedrigen und auch sonst sehr tatkräftig zu wirken. (Vgl. S. 472 und 710.)

Stahlformguß- und Schmiedestücke erhalten einen Si-Gehalt, um möglichst frei von Gashohlräumen zu sein (vgl. S. 461 u. f.). Siliziumstahl, den man früher als Werkzeugstahl einführen wollte, hat keinen Anklang gefunden[5]).

Ein geringer Si-Gehalt wirkt wohltätig und erleichtert die Erzeugung, nur haftet ihm die unangenehme Eigenschaft an, daß das bei seiner Oxydation entstehende SiO_2 als Fremdkörper eingelagert bleibt und Störungen hervorrufen kann. Dies bedingt eine gewisse Unzuverlässigkeit, die z. B. beim Schweißen sogleich zu Fehlergebnissen führt. Man schließt deshalb bei solchen Teilen einen Si-Gehalt möglichst aus, z. B. bei schweißbarem Röhrenmaterial.

Bei härterem Material sieht man einen Si-Gehalt von 0,15—0,20 % als förderlich für die Festigkeitseigenschaften an. Solches Eisen ist etwas schwerer walzbar. Aus ungeheizten Gruben darf man silizierte Blöcke (2500 kg) nicht vor 1 ½ Stunden ziehen, sonst entstehen Kantenrisse. Einen Überschuß muß man allerdings vermeiden.

---

1) Vgl. die Darstellung von Guillet, Hadfield und Baker, Stahl und Eisen, 1912, S. 1500; auch Paglianti, Metallurgie 1912, S. 217.

2) Sandberg forderte 0,1 % Si als Minimum für Schienen, Stahl und Eisen, 1882, S. 364.

3) Tragfedern 0,45—0,55 % C, 0,7 % Mn, **0,5—0,7 % Si**; hochsilizierter Federstahl für Geschützbau 0,45—0,6 % C, 0,7 % Mn, **1,8—2,0 % Si**. Schutzschilde enthalten am besten 2,5 % Si.

4) Mars, Stahl und Eisen, 1909, S. 1673.

5) Müller, Si im Werkzeugstahl, Stahl und Eisen, 1888, S. 375; auch Ledebur, ebenda, 1889, S. 1000. Nach Goerens ist die durch Si herbeigeführte Graphitausscheidung die Ursache des Mißlingens.

Ein Siliziumzusatz erhöht das spezifische Gewicht des Eisens, z. B. bei 0,1 % Si 7,81 (gegen 7,57 bei 0,0 % Si)[1]).

Silizium macht das Flußeisen dickflüssig. Dies führt folgerichtig zu starker Lunkerung.

Bei Tiegelgußstahl sind einige Hundertstel Si notwendig; es scheint auch ein mäßiger Si-Gehalt nicht schädlich zu sein.

Mangan scheint Silizium zu neutralisieren, wenn seine Sprödigkeit schädlich wirken sollte[2]).

Für die Schmelzbarkeit des zugesetzten Ferrosiliziums ist das Schaubild der Legierung Fe-Si bemerkenswert. Der Schmelzpunkt liegt im allgemeinen hoch. Nur schmelzen die eutektischen Legierungen von 22 und 64 % Si bereits bei etwa 1250°.

Die folgende Zahlentafel soll Feinbleche inbezug auf ihren Si-Gehalt kennzeichnen:

Feinbleche für Stanz-, Falz- und Emaillierzwecke 0,40 % Mn; 0,10—0,15 % C	Spuren Si
Dynamobleche 0,5 mm; 3,6 % Wattverlust; 0,3—0,4 % Mn.; Max = 0,08 % C	0,3 % Si
Transformatoren- oder hochsilizierte Bleche (0,3—0,35 mm) (vgl. auch S. 472 und 548) Max 0,2 % Mn.; 0,06 % C; 1,3 % Wattverlust	4 % Si
Stahlbleche für Granathülsen 50—75 kg, 20—12 % Dehnung, 0,3 und 0,55 % C, 0,6—0,8 % Mn bei . .	0,25 % Si
Gew. Handelsbleche, 34—37 kg/qmm, 20 % Dehnung, 0,4 bis 0,5 % Mn, 0,08 % C	0,0 % Si

(Biegeprobe um die eigene Blechstärke ohne zu reißen.)

Anderer siliziumreicher Stahl (z. B. Federstahl) ist S. 601 gekennzeichnet.

Es muß noch einer Eigentümlichkeit gedacht werden, die hochsiliziertes Material erkennen läßt. Platinen für solche Bleche zeigen eine eigenartige Weichheit im walzwarmen Zustande, die geradezu beim Walzen Schwierigkeiten macht, weil das Walzgut leicht aus der Walzrichtung herausgeht. Nach dem Erkalten besteht aber Glassprödigkeit, so daß man die Platinen gar nicht schneiden kann, und sie beim Hinfallen zerbrechen. Solche Platinen kann man deshalb nur im warmen Zustande schneiden.

Der Einfluß des Mangans.

Von Mangan als Desoxydationsmittel war S. 170 ausführlich die Rede. Es wirkt in ganz besonderer und anderer Weise ein wie Si und Al. Der Verfasser erklärt dies dadurch, daß MnO bei den in

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1908, Nr. 45. Harmetverfahren aus der Feder des Verfassers. Es hängt dies wahrscheinlich mit der Abwesenheit von Gasblasen zusammen.

[2]) Stahl und Eisen, 1888, S. 297.



der Praxis auftretenden Gehalten im Flußeisen löslich ist und auf diese Weise keine Störung wie eingelagertes SiO_2 und Al_2O_3 bewirkt. Anderseits wird seine Wirkung dadurch verstärkt; denn jedes entstehende Molekül MnO wird in statu nascendi beiseite geschafft und kann nicht störend wirken.

Mangan erhöht die Zerreißziffer und Härte ziemlich stetig bis 1,5 % Mn um etwa 0,6 kg für 0,1 % Mn, während Dehnung und Querschnittsverminderung bleiben[1]). Dies ist ganz besonders kennzeichnend. (Vgl. auch S. 714, wo sogar von einer Dehnungszunahme die Rede ist.)

Die Kerbzähigkeit nimmt bis 0,8 % Mn zu, fällt dann allerdings langsam.

Im Hinblick auf die magnetischen Eigenschaften muß der Mn-Gehalt so gering wie möglich sein. (Vgl. S. 475, 710, 732.)

Im übrigen kann man einen Mangangehalt bis 1 % nur als förderlich ansehen. (Vgl. auch S. 716.)

Bei Schienen hat auch ein Gehalt bis 1,25 % Mn gute Ergebnisse bei Schlagproben gezeitigt[2]).

Sehr wichtig ist auch die Bekämpfung des Rotbruchs infolge S-Gehalts durch Mangan (S. 737). Ein Martinflußeisen zeigte selbst bei 0,1 % S keinen oder nur sehr schwachen Rotbruch, wenn der Mn-Gehalt 0,35 bis 0,50 % betrug; aber schon bei 0,06 % S sehr starken Rotbruch, wenn nur 0,2 % Mn vorhanden war[3]). Bei Schweißeisen besteht infolge des geringen Mn-Gehalts größere Gefahr seitens des Schwefels (vgl. S. 50).

Die Schweißbarkeit erfährt keine Einbuße. Diegel[4]) schreibt sogar einen Mn-Gehalt von 0,7—0,8 % bei schweißbaren Blechen vor.

Bemerkenswert ist allerdings, daß Mangan, auch abgesehen von elektromagnetischen Eigenschaften, nicht überall erwünscht ist. Alle Teile, die gehärtet werden müssen, dürfen nicht zuviel Mn enthalten, z. B. Sägeblätter (0,4—0,5 % Mn); Tiegelgußstahl hat wenig Mn, z. B. Geschützrohre 0,45 %. Ebenso hat weiches schwedisches Qualitätsmaterial[5]) gar kein oder sehr wenig Mangan (Hufnägel und Telegraphendraht). Nach Ansicht schwedischer Fachleute ist dies allerdings bei über 0,15 % C anders; aber bei diesem weichen Material wird die Zähigkeit durch Mangan herabgesetzt. Diese Anschauung hat seinerzeit dazu geführt, die Darbysche Kohlung mit dem Zielpunkt einzuführen, möglichst wenig Mn im Flußeisen zu haben. Wie es S. 190 gekennzeichnet ist, ergab sich ein Mißerfolg.

Es bleibt aber immerhin richtig, daß das Ideal ein manganarmes oder sogar manganfreies Material wäre; aber dieses Ideal ist unerreich-

---

1) Láng, Stahl und Eisen, 1911, S. 181.

2) Vgl. die Ansichten darüber von Pourcel, Snelus, Dudley, Sandberg, Stahl und Eisen, 1883, S. 76, 82 und 170.

3) Stahl und Eisen, 1896, S. 413.

4) Stahl und Eisen, 1909, S. 776.

5) Odelstjerna, Stahl und Eisen, 1894, S. 703.

bar, weil unser Flußeisen Krankheitskeime in sich schließt, die des Mangans als Heilmittel bedürfen. Schwedisches Frischfeuereisen und Tiegelgußstahl darf man nicht zum Vergleich heranziehen.

Wir können das Mangan nicht entbehren. Kein anderer Eisenbegleiter übt einen ebenso günstigen Einfluß auf die Eigenschaften des Eisens aus.

Es bleibt noch übrig, auf den Manganstahl einzugehen. Er ist eine Erfindung von Hadfield[1]) (vgl. S. 258, 474, 518). Seine Härtungseigenschaften sind S. 599 besprochen worden.

Während man bei unterhalb 7 % Mn unbrauchbaren Stahl erhält, wird dies bei Gehalten bis zu 20 % anders. Es entsteht eine ungewöhnliche Festigkeit und Dehnung und eine solche Härte, daß man ihn kaum oder gar nicht bearbeiten kann.

C %	Mn %	Zerreiß-festigkeit kg/qmm	Dehnung %	Bruch bei einer Biegelast	Bemerkungen
0,85	13,75	102,3	50,7		nach Wasserkühlung
0,37	4,37				zersprang beim Herunterfallen in 3 Stücke
0,37	4,45			3,8 t	
0,37	17—20			30—38,6 t	

Gegossene und geschliffene Werkzeuge, auch Rasiermesser, sind gut brauchbar, wenn auch nicht so gut wie gewöhnlich gehärtete und angelassene Klingen.

Ein Maximum der Härte liegt bei 5—6 % Mn, ein Minimum bei 10 % und dann wieder ein Maximum bei 22 %.

Wirft man erhitzten Manganstahl ins Wasser, erhält man keine Härtung, im Gegenteil er wird leichter angreifbar für die Feile. Festigkeit und Dehnung wachsen gleichzeitig ganz bedeutend. (Vgl. S. 599 bei Härten.)

Ein Haltepunkt erscheint nicht, infolgedessen auch kein Nachglühen beim Abkühlen.

Die Haltepunkte Ar_2 und Ar_1 werden bei etwa 0,2 % C und wachsendem Mn-Gehalt stetig erniedrigt und fallen bei 7 % Mn unter Zimmer-

[1]) Hadfields Vortrag, Stahl und Eisen, 1888, S. 300.

temperatur. Ein solcher Stahl ist vollständig unmagnetisch. Die Hysteresis (vgl. S. 583) kann bei Manganstählen sehr groß werden und bis zu 500 % betragen.

Der Einfluß des Phosphors.

Man darf sich nicht durch die hohen P-Gehalte des Gußeisens, die auch bei guten Gußstücken bis zu 1,25 % betragen, irreführen lassen.

Phosphor erzeugt Kaltbruch, d. h. eine Sprödigkeit, die nicht beim Schmieden, Walzen und Schweißen, wohl aber in gewöhnlichen Temperaturen in Erscheinung tritt.

Prüft man weiches phosphorhaltiges Flußeisen, so erfährt man, daß die Zugfestigkeit mit dem P-Gehalt wächst, bis 0,8 % erreicht sind. Dasselbe gilt von der Streckgrenze. Die Dehnung fällt, und zwar von 0,4 % ab sehr schnell. Außerordentlich stark fällt die Schlagfestigkeit. Man sieht aus ihrer Kurve, daß bei 0,24 % P sehr große Sprödigkeit vorhanden ist, und versteht, daß ein Kaltziehen schon bei mäßigem P-Gehalt unmöglich ist[1]).

Im allgemeinen gibt man die Grenze für Flußeisen bei 0,1 % P an, bei Kesselblechen gilt 0,05 %[2]). (Einige andere Zahlen aus der Praxis findet der Leser S. 202 und 434.) Bei Stahl, und ganz besonders bei Werkzeugstahl sind diese Zahlen zu hoch. Bei letzterem sind oft 0,02 % P zuviel, da Härterisse entstehen.

Bei Schweißeisen ist dies anders. Karsten ließ 0,25—0,30 % P anstandslos gelten und erlaubte sogar allenfalls bis 0,5 % zu gehen. Tunner und Eggertz nannten ähnliche Zahlen[3]).

Dieser Widerspruch ist vielfach erörtert. Ledebur hat darauf hingewiesen, daß beim Schweißeisen der P-Gehalt zum großen Teil in der eingeschlossenen Schlacke zu suchen ist. Dies ist zweifellos richtig, gibt aber keine ausreichende Erklärung. Nach des Verfassers Ansicht gibt der lamellare Aufbau dieses Eisens die Handhabe.

Phosphorärmere und phosphorreichere Stäbe werden zusammengeschweißt. Die ersteren bewahren das Stück vor Bruch.

Zweifellos hat man den im Eisen gelösten und den Phosphidphosphor zu unterscheiden. Der erstere verleiht dem Eisen das außerordentlich grobe Korn, von dem S. 429 die Rede war, der letztere wird uns noch bei Seigerungsvorgängen als Fremdkörper beschäftigen.

---

[1]) D'Amico Ferrum, 1913, S. 289.

[2]) Schienenstahl darf höheren P-Gehalt haben. Im Durchschnitt wird für Amerika und den Kontinent 0,125 % und für England 0,15 % zutreffen. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1882, S. 129, Dudley und Haarmann.

[3]) Stahl und Eisen, 1897, S. 524 (v. Jüptner); ebenda, 1887, S. 180; ebenda, 1890, S. 513 (Ledebur).

Stead nahm ein Eisenphosphid Fe_3P und eine eutektische Legierung = 10 P, 90 Fe an. Die letztere gruppiere sich um die Eisenkarbidkristalle[1]).

Strauß wies mit Hilfe der Farbenphotographie einwandfrei nach, daß sich Phosphide als ein Ringband um die Perlitkristalle inmitten der Ferritgrundmasse gruppieren. (Vgl. S. 758.)

Bemerkenswert ist, daß man früher absichtlich einen P-Gehalt einsetzte, um das Kleben bei Feinblechen zu verhüten[2]).

Preßmuttereisen stellt man mit einem P-Gehalt von 0,2—0,3 % her, damit Sprödigkeit entsteht, die beim Gewindeschneiden insofern vorteilhaft ist, als der Span abbricht und sich nicht staucht. Vielleicht läßt sich der hohe P-Gehalt eines Kriegsstahles S. 461 auch so deuten.

Bei Fahrradteilen schätzt man einen mäßigen P-Gehalt, weil die durch P gesteigerte Härte auf eine glänzende Oberfläche hinwirkt.

Bei schwierigen Schweißarbeiten (Blechkörpern) gilt nach Diegel 0,03—0,05 % P als Grenze[3]) bei Flußeisen. Schweißeisen ist nicht so empfindlich, so daß zuweilen 0,4 % P keine Schwierigkeiten bereitet haben (Ledebur). Der Umstand, daß Schweißeisen und Flußeisen sich in dieser Beziehung so verschieden verhalten, hat viel dazu beigetragen, dem Schweißeisen Absatzgebiete zu sichern. Im Laufe der Zeit haben aber auch Dorfschmiede gelernt, das Flußeisen zu schweißen, so daß auch dieser Vorsprung des Schweißeisens ausgeglichen ist.

Der Einfluß des Schwefels.

Über seinen Einfluß auf die Zerreißfestigkeit und Dehnung geben die Jüptnersche Formel und die Ausführungen S. 714 Auskunft. Dort ist gesagt, daß ein Schwefelgehalt von 0,06—0,08 % bei gewöhnlichem Material ohne Nachteil ist. Dies gilt allerdings nicht bei höheren C-Gehalten und auch nicht bei höheren Anforderungen, bei denen man die Schlagfestigkeit einbegreift. Letztere fällt in steiler Linie bei wachsendem S-Gehalt ab[4]).

Es unterliegt keinem Zweifel, daß der Schwefelgehalt vielfach auch höher sein kann, ohne daß Nachteil entsteht; nur muß ein genügender Mn-Gehalt bestehen. Davon war S. 733 die Rede. Schwefel begünstigt aber Ausseigerungen in ganz hervorragender Weise. Wo sich die ausgeseigerten Sulfide in das Gefüge einschieben, kann niemand vorher-

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 6. Stead brachte ein im Erstarren begriffenes Stück Clevelandroheisen unter die Presse. Es floß ein sehr phosphorreiches Metall heraus (6,84 % P, 1,75 % C; gegen 1,53 % P und 3,00 % C im Roheisenstück. Stahl und Eisen, 1901, S. 9). Wüst fand ein Eutektikum mit 2 % C, 6,7 % P, 91,3 % Fe (Stahl und Eisen, 1908, S. 87), also gute Übereinstimmung mit Stead.

[2]) Z. d. V. d. Ing., 1903, S. 907. Heute gilt ein mäßiger Si-Gehalt als Hilfsmittel.

[3]) Stahl und Eisen, 1909, S. 776.

[4]) Vgl. die Versuche von Unger, Stahl und Eisen, 1917, S. 592.



sagen. Man wird es deshalb verstehen, daß man den Schwefel als einen schädlichen Körper ansieht, namentlich da, wo Spannungen zu befürchten sind oder hohe Anforderungen gestellt werden.

Schwefel erzeugt die Erscheinung des Rotbruchs d. h. einer Brüchigkeit, die beim Schmieden und Walzen in Rotglut eintritt. Wird die richtige Schmiedetemperatur innegehalten, so erfährt die Arbeit und das Werkstück keine Einbuße. Es kann aber geschehen, daß das Stück in Brocken zerfällt. Es ist dieselbe Erscheinung wie bei Sauerstoffaufnahme: Es steht fest, daß nicht Schwefel allein, sondern Schwefel und Sauerstoff den Rotbruch bedingt. Ist letzterer abwesend, so schadet auch ein hoher S-Gehalt bisweilen nichts[1]).

So ist es auch verständlich, wenn Ledebur von dem günstigen Einfluß des Mn-Gehalts spricht und erwähnt, daß ein Flußeisen bei 0,10 % S und 0,7 % Mn keinen Rotbruch zeigt, während Schweißeisen, das nur wenig Mn enthält, schon bei 0,04 % S rotbrüchig ist.

Man weiß, daß geschmolzenes FeS immer Sauerstoff begierig aufnimmt. Es liegt auch ein Versuch von Campbell[2]) vor: Er brachte FeS in das Bohrloch eines Flußeisenstücks und glühte. Dies verschwand und äußerte sich nur in einer S-Anreicherung am äußeren Umfang des Eisenstücks. Der Schwefel wanderte also. Dies geschah aber nur, wenn handelsübliches FeS gewählt wurde, das immer FeO enthält. Nahm man chemisch reines FeS, so schmolz dies ohne überzugehen.

Auch Becker[3]) hat Versuche gemacht und gibt folgende einleuchtende Erklärung des Rotbruchs:

»Gerade in der kritischen Temperatur des Rotbruchs nimmt das Eutektikum der Legierung Fe-S Sauerstoff auf. In Schliffbildern erscheint ein Körper, der als Eutektikum FeO-S angesehen werden muß.« Demnach hängt dieser Rotbruch mit Sauerstoffaufnahme zusammen, von dem S. 754 die Rede sein wird. In Schliffbildern kann man auch deutlich Eisensulfid (schwarzbraun) und Mangansulfid (taubengrau) nebeneinander unterscheiden[4]).

Beim Schweißen muß bei schwefelhaltigem Eisen ein Sinken der Temperatur vermieden werden. Wird dies berücksichtigt, so kann man Eisen mit 0,125 % anstandslos schweißen[5]). Diegel[6]) empfiehlt allerdings nicht über 0,04—0,05 % hinauszugehen.

---

1) Kintzlé berichtet in Übereinstimmung mit Thompson (Stahl und Eisen, 1897, S. 387), daß ein Gehalt von 0,2 % S, ja sogar von 0,3 % S keinen Rotbruch bedingt, wenn nur Mangan ausreichend (0,5 %) vorhanden ist. Er geht hierin mit Ledebur einig.

2) Stahl und Eisen, 1897, S. 960.

3) Stahl und Eisen, 1912, S. 1017 (Doktorarbeit Breslau).

4) Stahl und Eisen, 1914, S. 972 (Howe), vgl. auch ebenda, 1897, S. 308.

5) So sind Kettenglieder mit 0,125 % S anstandslos geschweißt.

6) Stahl und Eisen, 1909, S. 776.

Kaltbearbeitung z. B. durch Ziehen und Stanzen läßt sich nach Unger auch bei hohem Schwefelgehalte anstandslos ausführen, z. B. bei 0,2 %[1]). Ebenso ist bekannt geworden, daß bei Schraubenmuttereisen der S-Gehalt künstlich durch Stangenschwefel angereichert wird (Sulfurstahl), um Gewinde besser schneiden zu können und ihm eine größere Widerstandsfähigkeit zu verleihen (0,16 % C; 0,014 % P; 0,68 % Mn; 0,14 % S)[2]).

Diese Tatsachen scheinen den obigen Ausführungen über die Schädlichkeit des Schwefels zu widersprechen. Wenn man aber erfährt, wie peinlich der S-Gehalt bei schwierigen Stahlformgußstücken beachtet wird, um gerade Warmrissen vorzubeugen, wird man zur Vorsicht gemahnt.

Daß gerade in Rotglut eine Brüchigkeit besteht, die bei höherer Temperatur verschwindet, kann man vielleicht mit Gasaufblähungen (SO_2 und SO_3) erklären, die ebenso störend wie bei Metallgüssen auftreten, bei denen ja auch der Schwefelgehalt eine Rolle spielt. In Weißglut ist das Eisen so durchlässig, daß die Spannung der Gase nicht mehr bestehen kann.

Inbezug auf den S-Gehalt bei Schienen sei auf die folgenden Seiten (Cu) verwiesen.

Der Einfluß des Kupfers.

Kupfer geht aus den Erzen restlos in das Roheisen und aus diesem restlos in das schmiedbare Eisen. Mit steigendem Cu-Gehalte steigt die Zerreißfestigkeit und fällt die Dehnung[3]). Dies ist mitunter kein Nachteil; um so mehr als durch sorgfältiges Ausglühen die Unterschiede gegenüber kupferfreiem Material geringer werden. So kommt es, daß man bisweilen Cu künstlich zugesetzt oder stillschweigend geduldet hat[4]).

Wenn der Erfolg dieser Maßnahmen nicht sicher erwiesen ist, so kann man doch folgern, daß Kupfer nicht ein sehr schädlicher Körper

---

1) Stahl und Eisen, 1917, S. 592 (Unger).

2) Stahl und Eisen, 1911, S. 445. Vielleicht läßt sich der hohe Schwefelgehalt des auf S. 461 genannten Kriegsmaterials, sofern die Angabe richtig ist, auch so deuten.

3) Versuche von Lipin, Stahl und Eisen, 1900, S. 536. Vgl. auch ebenda 1914, S. 686.

4) Ein amerikanisches Stahlformgußwerk hielt absichtlich auf 0,5 % Cu. (Stahl und Eisen, 1912, S. 1999). Ein anderes amerikanisches Werk rühmt ein Eisen mit 1,5 % Cu, das bei 46 kg Zerreißfestigkeit, 29 % Dehnung, 36 kg Elastizitätsgrenze einem Nickelstahl mit 4 % Ni nahe kam (Metallurgie, 1910, S. 191). Ein Eisen mit 9 % Cu und 22 % Ni ergab Bleche, die eine große Widerstandsfähigkeit gegen Korrosion zeigten (Stahl und Eisen, 1910, S. 1730). Ein Gehalt von 0,15 und 0,34 % Cu machte das Eisen widerstandsfähig gegen Rosten und Schwefelsäure (Stahl und Eisen, 1913, S. 1244). Man hat sogar vorgeschlagen, einen Teil des teuren Nickels durch Kupfer zu ersetzen. Vgl. Breuil Stahl und Eisen, 1910, S. 1594. Lipin (s. oben) erwähnt, daß ein Roheisen mit 0,7 % Cu anstandslos verpuddelt ist.

innerhalb der praktisch vorkommenden Grenzen ist und auf keinen Fall mit Schwefel auf eine Stufe gestellt werden darf.

Dies wäre um so mehr verkehrt, als Schmiedestücke edelster Art oft hohe Kupfergehalte zeigen[1]). Siegerländer Spateisenstein ist immer kupferhaltig und dementsprechend alles aus ihm erblasene Roheisen. So kommt es, daß auch Kruppscher Tiegelgußstahl kupferhaltig ist, ohne daß Nachteile bekannt geworden sind.

Es fragt sich, bis zu welcher Grenze man gehen darf. Darüber ist viel geschrieben.

Lipin[2]) nennt sehr hohe Werte, denen gegenüber Ruhfuß[3]) 0,4 % in Walzblöcken und 0,3 % Cu in Schmiedeblöcken als Grenzen nennt. Genzmer[4]) will nur 0,25 % zulassen, und in Stanzblechen nur 0,20 %, wenn der P- und S-Gehalt nicht besonders niedrig ist.

Eine Notiz des Verfassers sagt, daß bei hartem Material 0,4 % Cu nichts schaden, aber bei weichem Eisen (z. B. Radscheiben mit 40 kg Festigkeit) vielfach die Grenze von 0,05 % innegehalten werden muß, wenn Risse unbedingt vermieden werden müssen.

Die Schweißbarkeit wurde bei 0,2 % Cu nicht gestört[5]).

Wenn in dieser Darstellung Widersprüche auftreten, so ist dies nicht verwunderlich. Es kommt auf die gleichfalls vorhandenen P, S und As-Gehalte an. Gerade der Schwefel wird es sein, der dem Kupfer die Eigenschaft des Rotbruches angehängt hat. Darüber haben die Wasumschen Versuche[6]) Klarheit verschafft.

Daß bei den genannten Nebengehalten starke Seigerungen u. a. von CuS auftreten und Gefügestörungen veranlassen können, leuchtet ein. Ruhfuß fordert deshalb, daß der P- und S-Gehalt, jeder für sich, höchstens 0,05 % betragen solle.

Kupfer ist bei den in Betracht kommenden Gehalten in Eisen löslich. Auch dies spricht dafür, daß keine Störungen durch Seigerung auftreten.

---

[1]) So hatte eine Schiffswelle 0,56 % Cu und ein Geschützrohr 0,55 % Cu (Stahl und Eisen, 1900, S. 54). Letzteres zeigte auch beim Glühen und Härten keine Mängel.

[2]) s. oben.

[3]) Stahl und Eisen, 1901, S. 853. Ruhfuß gibt auch einen Literaturauszug.

[4]) Stahl und Eisen, 1901, S. 1186. Vgl. auch Stobrawa ebenda, 1901, S. 1242, der sich zustimmend äußert.

[5]) Diegel nennt 0,05 % S und 0,14 % Cu bei Blechen, die sich bei Wassergasschweißung als tadellos erwiesen. Da, wo die Schweißung nicht gelang, war der Schwefelgehalt zu hoch.

[6]) Wasums Versuche in Bochum: Stahl und Eisen, 1882, S. 192: Schienen (0,24 bis 0,39 % C) ergaben auch bei 0,86 % Cu keinen Rotbruch. Dieser trat nur auf, wenn der S-Gehalt so hoch war, daß er allein Rotbruch erzeugen konnte. Schienen mit 0,107 S und 0,85 % Cu zeigten keinen Rotbruch, wohl aber dann, wenn der S-Gehalt wesentlich über 0,1 % hinausging. Es handelte sich um Material mit hohem Mn-Gehalt. Bei manganärmerem Material liegen die Grenzen tiefer.

Der Einfluß des Arsens.

Arsen geht zum allergrößten Teil aus den Erzen in das Roheisen und aus letzteren im vollen Betrage in das schmiedbare Eisen.

Auf Arsen wurde man aufmerksam, als Träger, die ein deutsches Werk nach England geliefert hatte, beim Abladen wie Glas zersprangen, obwohl die Zerreißproben den Bedingungen genügt hatten[1]).

Es handelte sich allerdings um den sehr hohen As-Gehalt von 0,5%, der durch Verschmelzen von marokkanischen Kanonenkugeln mit 10% As[2]) in den Konverter gelangt und restlos in das Flußeisen gegangen war.

Man entdeckte dann in vielen Eisenerzen und Roheisengattungen Arsen[3]) und wurde ängstlich; aber im Laufe der Zeit ist eine ruhigere Auffassung eingetreten, die auch durch mehrere Veröffentlichungen bestärkt wurde. Arsen ist tatsächlich ein harmloser Eisenbegleiter innerhalb der Grenzen, die praktisch vorkommen. Nach Versuchen von Harbord und Tucker[4]) machte allerdings Arsen spröde, aber ein Gehalt von 0,1% As war sicher unschädlich und brachte auch keinen Dehnungsabfall. Erst bei 0,17% As begann sich Kaltbrüchigkeit und eine Abnahme der Biegungsfähigkeit einzustellen. Die Schweißbarkeit nahm, beginnend bei 0,093% As ab, bei 0,36% war das Schweißen unmöglich. Bei 1% As zersprang das Eisen wie Glas[5]). Nach Angaben auf S. 716 bildet 0,1% As die Grenze bei Röhrenmaterial.

Eine neuere Arbeit von Liedgens[6]) sagt, daß erst bei 0,15% As die Schweißbarkeit erheblich vermindert wird. Bei 4% As ließen sich noch anstandslos Bleche von 0,5 mm Dicke walzen. Es tritt eine Verschiebung der Haltepunkte ein, auch werden die magnetischen Eigenschaften geändert, aber es läßt sich aus letzterem Umstande kein praktischer Nutzen ziehen.

Wie bei allen Elementen, die zu Seigerungserscheinungen neigen, spielt der Schwefel eine große Rolle. Thallner behauptet sogar, daß Cu und As nur bei schwefelhaltigem Eisen schädlich sei[7]).

Der Einfluß des Titans.

Über Titanzusatz ist viel geschrieben und für ihn Reklame gemacht, ohne damit in der Praxis durchzudringen. Man hat in letzter Zeit (auch

---

[1]) Stahl und Eisen, 1900, S. 777 (Lürmann).

[2]) Die alten Feuerwerker setzten As künstlich zu, um die Härte des Gußeisens zu erhöhen, vgl. das Gießereilehrbuch des Verfassers (Geschichte).

[3]) z. B. Pormanerze 0,03—0,16% As; Purple Ore 0,12% As. In vielen Roheisengattungen 0,02—0,044% As und mehr.

[4]) Stahl und Eisen, 1888, S. 577.

[5]) Stahl und Eisen, 1888, S. 577, bringt eine Darstellung der Versuche von Pattinson und Stead, auch derjenigen von Harbord und Tucker. Vgl. auch Stahl und Eisen, 1895, S. 551 (Stead).

[6]) Doktorarbeit. Charlottenburg und Stahl und Eisen, 1912, S. 2109.

[7]) Stahl und Eisen, 1907, S. 1681.

in der Kriegszeit) nichts mehr gehört und kann wohl mit Recht schließen, daß die gepriesenen Vorteile sich nicht bestätigt haben[1]).

Seine Wirkung sollte in guter Desoxydation und einer Stickstoffbindung liegen, indem man Stickstoff als schädlichen Eisenbegleiter betrachtet[2]).

Kennzeichnend ist das bei Titanzusatz eintretende lebhafte Spiel des Eisens. Es sind Zusätze von $^1/_2$ °/₀ eines Titaneisens mit 10—15°/₀ Ti angewandt. Im Flußeisen war aber kein Ti nachzuweisen; es ging also infolge seiner O- und N-Verwandtschaft in die Schlacke oder Gase.

Man hat Titanzusatz in erster Linie bei Eisenbahnschienen[3]) gegeben, als man in den Vereinigten Staaten viel mit Schienenbrüchen zu tun hatte. Aber auch bei Werkzeugstahl[4]) und beim Geschützbau[5]) hat man davon gehört.

Der Einfluß des Nickels.

Nickel wird seit langer Zeit als Zusatz gebraucht[6]), um die Festigkeitseigenschaften des Eisens zu erhöhen, besondere magnetische Eigenschaften zu erzeugen und Widerstand gegen Abnutzung und chemische Einwirkungen zu erzielen. Ein Hauptanwendungsgebiet liegt bei Schmiedeblöcken (vgl. S. 461). Es kommt mit 1—5°/₀ in den sogenannten perlitischen Nickelstählen und mit 20—25°/₀ in den austenitischen Nickelstählen zur Anwendung. Dazwischen liegen martensitische Stähle, die nicht benutzt werden[7]).

Die erstgenannte Gruppe findet als Konstruktionsmaterial weitgehende Anwendung und zwar deshalb, weil sich Ni ohne Seigerungserscheinungen in allen Verhältnissen im Eisen löst, die Zerreißfestigkeit um etwa 40°/₀ und die Streckgrenze um etwa 75°/₀ gehoben wird, bei ungefähr gleich-

---

1) So spricht sich Wickhorst im Iron Age, 1912, S. 718, nicht günstig aus, auch ist in Stahl und Eisen, 1912, S. 1498, berichtet, daß Schienen bei Titanzusatz keine besseren Prüfungsergebnisse geliefert haben. Nach einer persönlichen Auskunft wird bisweilen einer Verbesserung der Festigkeitseigenschaften nachgewiesen, die aber unerklärlicherweise dann wieder ausbleibt, wenn man denselben Zusatz unter gleichen Verhältnissen gibt.

2) Vgl. v. Maltitz Stahl und Eisen, 1909, S. 1593, auch über N-Gehalte ohne und mit Titan. Ebenso Venator ebenda, 1910, S. 651.

3) Nach Stahl und Eisen, 1912, sollen bis dahin 400000 t titanhaltige Schienen in den Vereinigten Staaten geliefert sein.

4) Drehstähle usw. mit 0,35—0,5% Ti (Stahl und Eisen, 1908, S. 1859).

5) Titanstahl mit 3% Ti (Stahl und Eisen, 1907, S. 929).

6) Faraday kannte bereits (1820) eine Ni-Felegierung. Vgl. Stahl und Eisen, 1895, S. 722, und ebenda, 1889, S. 859.

7) Sie sind brüchig: bei

0,12% C, 15% Ni
0,22 „ C, 10 „ Ni } liegt das Minimum der Dehnbarkeit.
0,82 „ C, 7 „ Ni

Stahl und Eisen, 1906, S. 1054 (Guillet).

bleibender Dehnung[1]). Dabei liegt die Zerreißziffer und die Streckgrenze weit auseinander, was besonders wichtig ist.

So ist bei einem Nickelstahl[2]) mit

0,22% C 4,7% Ni · Z = 64 kg; S = 44 kg; D = 20% [3])

und bei einem Stahl mit

0,22% C 0,0% Ni · Z = 47 kg; S = 25 kg; D = 23%.

Dies bedeutet, daß z. B. bei einem Geschützrohr aus Nickelstahl eine sehr große Kraftwirkung der Pulvergase aufgewendet werden muß, um das Rohr zu deformieren (hohe Streckgrenze), daß diese Deformation dabei sehr groß ist (verh. hohe Dehnungsziffer) und einer sehr großen Stoßarbeit die Wage hält, ehe es zur Zertrümmerung kommt, und daß ein Reißen unter Abtrennung von Stücken erst bei einer noch viel größeren Stoßkraft stattfindet (hohe Zerreißziffer), so daß die Gefahr für die Bedienungsmannschaft bei einer Überschreitung der Pulverladung oder einem Rohrkrepierer gemildert ist.

Man verwendet deshalb Nickelstahl zum Geschütz- und Panzerplattenbau (meist zusammen mit Chrom) und als Konstruktionsmaterial überall da, wo es sich um stark beanspruchte Teile handelt.

Bei Brückenbaueisen will man wirtschaftliche Vorteile dadurch erzielen, daß Querschnitts- und Gewichtsverminderungen eingeführt werden. Man will auch eine Aufgabe lösen, die bei sehr großen Brücken bereits fühlbar in Erscheinung getreten ist: Vergrößert man die freie Spannweite, so nimmt der Querschnitt und das Eigengewicht, unverhältnismäßig wachsend zu, und man kommt ebenso wie bei dem Förderseil bei großer Schachttiefe an eine Grenze, die nicht überschritten werden kann. Setzt man Nickel ein, so wird sie hinausgeschoben[4]).

Vom Nickelzusatz im Martinofen und dem Gießen von nickelhaltigem Stahl war S. 462 die Rede; er neigt stärker zum Lunkern (Schmiedeblöcke).

Besondere Aufmerksamkeit erfordert die Schmiede-[5]) und Glüh-

---

1) Stahl und Eisen, 1900, S. 53.

2) Andere Zahlen nennt Preuß, Stahl und Eisen, 1909, S. 423, auch Bohny ebenda 1913, S. 1549.

3) Z = Zerreißfestigkeit, S = Streckgrenze, D = Dehnung.

4) Über Nickel bei Brückenbaueisen. Vgl. Bohny, Stahl und Eisen, 1911, S. 184 und 1913, S. 1549 und 1914, S. 1487, auch ebenda 1909, S. 1438 (New Yorker Brücke). Ebenda 1909, S. 417, 743 und 1794. Es werden Ni-Gehalte von 2%—4,5% genannt. In Deutschland 2—2,5%. Man will auch hochgekohlte Stähle und Nickelstähle je nach der Beanspruchung kombinieren (Wadell). Man hat auch Chrom (Stahl und Eisen, 1911, S. 191) und Vanadin (Stahl und Eisen, 1911, S. 192) zusammen mit Ni als Zusatz versucht. Titan ist noch nicht versucht.

5) Man darf nichts bei zu hoher Temperatur schmieden. Heyn und Bauer berichten in Stahl und Eisen, 1909, S. 635, von Rißbildung infolge zu hoher Schmiedetemperatur. Es war bei 1180° geschmiedet, während 1130° das Maximum darstellte (0,09% C, 5,49% Ni).

Vgl. auch Zdanowicz, Stahl und Eisen, 1901, S. 753. Schmiedestücke aus Nickelstahl. Langsam anwärmen und genügenden Schmiededruck geben!



temperatur[1]) (vgl. auch S. 587 und 611 u. f.), weil Nickel die Lage der Haltepunkte stark beeinflußt. Man muß auch langsam anwärmen.

Abb. 628 kennzeichnet die Verschiebung der Haltepunkte nach unten[2]). Bei austenitischen Nickelstählen gelangt die Linie der Haltepunkte A_r bei hohem Ni-Gehalte unter die Linie der Tagestemperatur. Das bedeutet eine Umkehrung der Härtung und einen vollständig unmagnetischen Zustand[3]). Beachtenswert ist auch der große Abstand zwischen A_r und A_e (Hysteresis). Man zieht daraus in der Technik Nutzen. Dasselbe geschieht hinsichtlich der veränderten elektromagnetischen Eigenschaften, wie wir sehen werden.

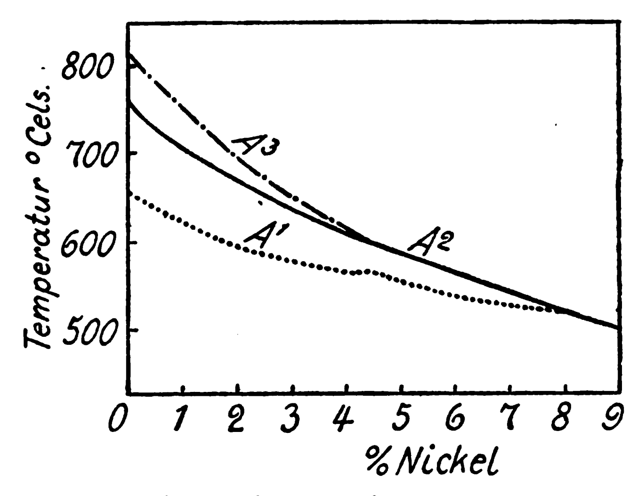


Abb. 628. Haltepunkte bei verschiedenem Nickelgehalt nach Osmond. Aus Mars Spezialstähle (Enke) übernommen.

Die Schweißbarkeit ist bei 1% Ni sehr gut, bei höherem Gehalt ist sie etwas geringer[4]), aber auch bei 3,2% Ni und 0,54% C ließ sich das Schweißen noch durchführen, ohne daß Risse beim nachfolgenden Biegen auftraten[5]).

---

[1]) Die Glühtemperatur darf nicht den Punkt A_{c_3} wesentlich überschreiten. Sonst wird das Korn wieder grob.

Stead nennt 870° für mittelharten Nickelstahl (Stahl und Eisen, 1903, S. 1111). Zdanowicz (siehe die vorhergehende Fußnote) nennt den Punkt A_{r_3}.

[2]) Vgl. S. 587, auch Hans Meyer, Stahl und Eisen, 1914, S. 1395. Für je 0,1% Mn—5°; für je 1,0% Ni—32°; bei 6,0% Ni—235°. Man soll sich aber mit der Haltepunktbestimmung nicht begnügen, sondern Schliffbilder machen. Aller Ferrit muß verschwunden sein (Ae_3).

[3]) Stahl und Eisen, 1907, S. 195 (Wedding), auch ebenda 1912, S. 97 (Osmond).

[4]) Stahl und Eisen, 1889, S. 859 nach Riley.

[5]) Stahl und Eisen, 1895, S. 835.

Die Graphitausscheidung tritt bei hohen Kohlenstoffgehalten auf und wird ungern gesehen[1]).

Invarstahl ist ein Stahl mit 35—38 % Ni, 0,3—0,5 % C, der wegen seiner geringen Wärmeausdehnung zur Herstellung von Maßstäben benutzt wird. Neuerdings soll ihm ein Stahl mit 42 % Ni vorgezogen werden.

Austenistische Nickelstähle werden, wenn sie vollständig unmagnetisch sind, zur Herstellung von Kommandotürmen auf Schiffen (Kompaß) benutzt; ferner zur Herstellung von Ventilen bei Explosionsmotoren und von geodätischen Instrumenten, wobei ihr Widerstand gegen Rosten und chemische Einflüsse und ihre geringe Wärmeausdehnung zur Geltung kommt. Auch Zahnräder[2]) und Automobilteile[3]) sind hier zu nennen. In der Elektrochnik verwendet man sie wegen des großen elektrischen Widerstandes zum Bau von Widerständen und Glühlampen.

Die bei der Erzeugung von Salpetersäure aus der Luft für Rohrleitungen benutzte Legierung (Krupp), die jedem Säureangriff widersteht, ist ein Stahl mit 20 % Cr und 6 % Ni.

Vielfach wird Nickel und Chrom zusammen verwendet, wenn eine große Oberflächenhärte neben hohen Festigkeitswerten erzielt werden soll, z. B. bei Panzerplatten und Geschützrohren[4]) (vgl. auch beim Chrom).

Der Einfluß des Chroms.

Man verwendet Chrom seit 1876 bei der Herstellung von Werkzeugen und seit 1882 zu Geschossen[5]).

Chrom erzeugt Härte und Widerstandsfähigkeit gegen chemische Einflüsse; jedoch ist die damit verbundene Sprödigkeit viel geringer wie bei einer derselben Härte entsprechenden Steigerung des Kohlenstoffgehaltes. Dies gibt Chromstählen eine Überlegenheit und befürwortet ihre Verwendung gerade da, wo es sich um große Stoßkräfte, wie bei Geschossen, Geschützrohren und Panzerplatten handelt. Eine weitere Überlegenheit besteht darin, daß ein Glühen und Vergüten sehr wirkungsvoll ausgeführt werden kann und ein längeres Verweilen in hoher Temperatur nicht so schädlich wie sonst zu sein scheint[6]).

---

1) Vgl. Stahl und Eisen, 1895 S. 835 und ebenda, 1902, S. 1289, z. B. bei 3% Ni 1,9% C 1,03—1,75% Graphit, bei 8—30% Ni 1,0% C Graphitausscheidung, bei 59% Ni schon bei 0,29% C Graphitausscheidung. Vgl. auch Metallurgie 1912, S. 143.

2) Stahl und Eisen, 1909, S. 1169.

3) Stahl und Eisen, 1909, S. 880, z. B. 1,5—2% Ni neben 1% Cr bei 0,1—0,15% C. Teile, die gehärtet werden sollen, müssen 7% Ni enthalten.

4) Vgl. Stahl und Eisen 1912, S. 487. Italienische Geschosse mit 3,75% Cr. Italienische Geschütze mit 3—3,5% Ni.

5) Stahl und Eisen, 1893, S. 14, nach Hadfield.

6) Stahl und Eisen, 1887, S. 142.

Man verbindet es mit Nickel und andererseits mit Wolfram. In beiden Fällen ergänzen sich diese Zusätze gegenseitig.

Durch Nickel wird die Zähigkeit hineingetragen (vgl. beim Nickel). Durch Wolfram wird die Verschiebung der Haltepunkte nach oben ermöglicht und so die Vorbedingung für den Schnelldrehstahl geschaffen (vgl. S. 513 und 600). Die große Härte der Chromstähle wird auf Karbide zurückgeführt (auch Doppelkarbide, indem Eisen- und Chromkarbid gleichzeitig bestehen). Kohlenstoffarme Chromstähle zeigen keine Härte, weil sich keine Karbide bilden können.

Kennzeichnend für diese Karbide ist die Erfindung der Marsschen Kohlenstoffbestimmung im elektrischen Ofen. Mars fand bei dem bis dahin alleinmaßgebendem Chromschwefelsäureverfahren immer zu wenig C und kam dadurch zu dem Entschluß, das Eisen samt den schwer zerlegbaren Karbiden im Sauerstoffstrom zu verbrennen.

Man verwendet reine Chromstähle mit meist etwa 1 % Cr zu Werkzeugen und Federn[1]), um die günstigen Härteeigenschaften auszunutzen. Es scheint die Gefahr der Härterisse durch einen mäßigen Cr-Gehalt gemildert zu werden; auch zu Dauermagneten verwendet man sie.

Einen Chromstahl mit 1—1,5 % C und 2,5—4,0 Cr kann man nicht bearbeiten[2]).

Besondere Beachtung findet neuerdings Chromnickelstahl[3]). Bis vor kurzer Zeit kannte man nur perlitische Stähle dieser Gattung (z. B. 1,3 % Cr, 4 % Ni, 0,25 % C); in neuerer Zeit werden aber auch martensitische und austensitische verwendet, z. B.

6 % Cr; 8 % Ni; 0,34 % C
9 % Cr; 4,5 % Ni; 0,20 % C
20 % Cr; 7 % Ni; 0,30 % C

und zwar geschieht dies wegen ihrer großen Rost- und Säurebeständigkeit und wegen ihrer wertvollen Festigkeitseigenschaften. Auch der S. 744 genannte Kruppsche Stahl ist ein solcher Stahl.

---

1)

Nach Mars	C %	Cr %	Si %	Ni %
Wagenfedern	0,2—0,4	1,5	0,2	0,3
Preßluftmeißel	0,3—0,5	1—1,5	0,2	0,2
Fräser, Rasiermesser usw. . .	1,4—1,5	0,3—0,5	0,2	0,15
Kugellager	0,85—0,95	1,0—1,3	0,2	0,3
Dauermagnete	1,05	1,6	0,15	0,24

2) Vgl. Stahl und Eisen, 1888, S. 54 (Schwedischer Bericht). Ebenda 1889, S. 727 (Busek). Ebenda 1887, S. 142.

3) Stahl und Eisen, 1914, S. 1814 (Strauß).

Die Schweißbarkeit[1]) wird durch Cr herabgesetzt (0,3 % Cr gilt als Grenze). Anderseits sagt ein schwedischer Bericht, daß sich ein Werkzeugstahl mit 1,5 % Cr bei 0,9 % C noch schweißen ließ.

Chromstahl läßt sich mit Eisen zusammenschweißen. Man hat Geldschrankbleche auf diese Weise hergestellt[2]).

Chrom soll auch schönes Damastgefüge beim Ätzen mit Schwefelsäure erzeugen[3]).

Einen Beweis für den Einfluß der Wärmebehandlung bei reinem Chromstahl liefert die folgende Zahlenreihe:

Chromstahl[4]) mit 0,25 % C; 1,99 % Cr; 0,23 % Mn.

	Streckgrenze	Zerreißfestigkeit	Dehnung	Kontraktion
a) im Anlieferungszustand . .	38,4 kg	60,8 kg	30,0 %	68,4 %
b) 30 Minuten bei 950° geglüht, und in Luftleere erkaltet. .	37,8 »	60,0 »	32,0 »	66,4 »
c) bei 800° in Wasser gehärtet, dann bei 550° angelassen .	107,1 »	113,4 »	14,5 »	51,5 »
d) ebenso wie bei c), aber bei 700° angelassen	64,6 »	75,6 »	25,0 »	68,6 »

Chromstahl wird umso feinkörniger, je höher sein Chromgehalt ist. Er verlangt im Tiegel eine sehr hohe Temperatur und saugt stark.

Man kennt auch Chrom-Vanadinstähle.

Im übrigen sei auf die Abschnitte über Tiegelgußstahl, Härten und Vergüten hingewiesen und auf das Literaturverzeichnis Kap. 56.

Bei den Ausführungen über Schnelldrehstahl sind auf S. 513 auch Chromwolframstähle genannt und ihre Eigenschaften und Härtebehandlung gekennzeichnet.

Der Einfluß des Kobalts.

Kobaltstahl wurde bekannt, als ein rheinisches Werkzeugstahlwerk einen Stahl mit

4,7—5,2 % Co; 0,85 % C; 4,1—5,0 % Cr; 13—18 % Wo;
0,6—1,0 % Mo; 1,0 % Va

in den Handel brachte und die gute Schneidhaltigkeit hervorhob[5]).

Der Krieg ist dazwischengetreten und hat weitere Abhandlungen unterdrückt. Man kann also kein Urteil fällen.

Kobalt ist sehr teuer, viel teurer wie das ihm verwandte Nickel.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 213 und 1888, S. 54.

[2]) Stahl und Eisen, 1889, S. 727.

[3]) Stahl und Eisen, 1887, S. 142.

[4]) Stahl und Eisen, 1911, S. 903 nach Me. William und Barnes.

[5]) Vgl. Stahl und Eisen, 1913, S. 929 (Schlesinger); auch ebenda, 1913, S. 1199 und 1317.

Der Einfluß des Vanadiums.

Von Vanadin war S. 514 bei Werkzeugstahl die Rede. Sein Zusatz hat viele Abhandlungen gezeitigt, die ihm aber in Deutschland bisher keine dauernde Anwendung verschafft haben. Anders ist dies in den Vereinigten Staaten, wo man gerade auf Vanadinstahl ausging, als sich die Schienenbrüche infolge größerer Raddrücke und Geschwindigkeiten mehrten. Man hat auch vanadinhaltigen Automobil- und Schnelldrehstahl benutzt, z. B. Taylor-Whitestahl mit 0,3 % Va[1]).

Vanadin soll gerade als Desoxydationsmittel wirken.

Angeblich: 1 kg Va = 6,5 kg Cr = 10 kg Ni = 6 kg Wo.

Der Einfluß des Wolframs.

Von ihm war bereits ausführlich bei Schnelldrehstahl die Rede (S. 513 und 599) und auch beim Chrom.

Mit letzterem ergänzt es sich gut. Das über Karbide und Doppelkarbide daselbst Gesagte gilt auch hier. Wolframstähle sind sehr hart.

Die Schweißbarkeit versagt bereits bei 0,2 % Wo[2]).

Bemerkenswert ist die Fähigkeit, den Magnetismus festzuhalten; und zwar liegt das Maximum des remanenten Magnetismus bei 0,6 % C, 5,5 % Wo[3]). Ein solcher Stahl liefert die besten Dauermagnete.

Man verwendet Wo auch für Gewehrläufe (0,6—0,7 % C, 1—3 % Wo) und auch für Schneidwerkzeuge (1,0—1,2 % C, 0,6—0,7 % Wo).

Der Einfluß des Molybdäns.

Von Molybdän war beim Werkzeugstahl S. 514 die Rede. Der Leser sei hierauf verwiesen. Es ist in der Kriegszeit herangezogen, um Wolfram nach Möglichkeit zu ersetzen. Dies ist auch bei Dauermagneten[4]) geschehen.

Lipin[5]) hat Versuche 1897 angestellt, die bestätigt haben, daß Mo tatsächlich Wo ersetzen kann. Er hat Stähle mit 0,55 % C und 3,72 % Mo solchen mit 0,56 % C und 3,80 Wo gegenübergestellt und gefunden, daß der erstere zwar mit großer Vorsicht bei nicht höherer Temperatur als

---

[1]) Stahl und Eisen, 1911, S. 1732. Es sollen in den letzten Jahren 50000 t Vanadin-Stahl erzeugt sein.

[2]) Stahl und Eisen, 1903, S. 1309 nach Hadfield.

[3]) Nach Mars. Man härtet diesen Magnetstahl bei 930—950°. Mars führt diese Eigenschaft darauf zurück, daß Wo das gesamte C bindet und Eisen frei wird. (Stahl und Eisen, 1909, S. 1673 und 1769.)

Kamps nennt allerdings andere Werte 3 % Wo 1,1 C; jedoch dürfte diese Abhandlung (Stahl und Eisen, 1901, S. 156) inzwischen überholt sein.

[4]) Stahl und Eisen, 1901, S. 156 (Kamps), Stähle mit 3,5—4,0 % Mo bei 1,25 % C.

[5]) Stahl und Eisen, 1897, S. 571.

Kirschrothitze geschmiedet werden muß, aber in Wasser eine stärkere Härtung erfährt wie Wolframstahl.

Nach einer anderen Quelle[1]) brauchte man nur die halbe Menge Mo wie Wo, um die gleiche Härte zu erzielen. Der Stahl hatte sammetartigen Bruch.

Der Einfluß des Zinns.

Zinn geht vollständig in das Flußeisen. Es gelangt durch Weißblechabfälle in das Bad, obwohl diese, um das Zinn in Gestalt von Zinnchlorid zurückzugewinnen, im regelrechten Betriebe entzinnt werden[2]).

Zinn verursacht schon bei über 0,1 % Walzrisse an den Kanten. Die Dehnung fällt von 33,4 auf 30,8 %; die Zerreißfestigkeit steigt von 34,1 kg auf 39,1 kg. Schmiedbarkeit und Biegsamkeit, auch Schweißbarkeit war dabei noch gut.

Bei 0,62 % bestand zwar keine Biegsamkeit und Schweißbarkeit, aber die Schmiedbarkeit war noch gut. Tiegelstahl hatte bei 0,23 % die Schweißbarkeit verloren, war aber noch schmiedbar. Bei 0,68 % nahm die Dehnung stark ab. Bei 1,52 % bestand regelrechter Rotbruch[3]).

Der Einfluß des Aluminiums.

Aluminium setzt die Dehnung herab und macht dickflüssig. Infolgedessen lunkert ein solches Eisen stark und tief.

Es besteht in dieser Beziehung Verwandtschaft mit Silizium. Bei beiden Elementen spielen die ausgeseigerten und sich einlagernden Oxyde offenbar die gleiche nachteilige Rolle. Anderseits gibt Aluminium ebenso wie Silizium eine glatte Blockoberfläche und blasenfreien Bruch[4]).

Man muß jedenfalls ein Zuviel an Aluminium ängstlich vermeiden, wie dies S. 245 gekennzeichnet ist.

Aluminium macht spröde. Nach Ruhfuß[5])

42,3 kg Zerreißfestigkeit, 27 % Dehnung ohne Aluminium,
40,1 » » 22 % » mit »

Die Sprödigkeit kommt auch bei der Schlagprobe zum Vorschein.

[1]) Stahl und Eisen, 1893, S. 717. Daselbst sind auch Molybdän-Eisenlegierungen genannt.

[2]) Die mit Chlor, nach dem Verfahren von Goldschmidt in Essen entzinnten Weißblechabfälle enthalten mindestens noch 0,6% Sn. Da man aber solche Abfälle höchstens zu 10—20% setzt, kommt ein Zinngehalt von etwa 0,1% heraus, der nach Goldschmidt völlig unschädlich ist. Stahl und Eisen, 1901, S. 472.

[3]) Vgl. Ledeburs Versuche in Bismarckhütte (Stahl und Eisen, 1901, S. 331), denen diese Zahlen entnommen sind. Auch Zugger nennt (ebenda, 1901, S. 400) Zahlenwerte.

[4]) Vgl. Stahl und Eisen, 1897, S. 41, Ruhfuß; ebenda Turner, 1901, S. 334, und ebenda 1914, S. 1717 (Aluminium in Schienen).

[5]) Vgl. die ebengenannte Quelle.

Einfluß des Antimons und Wismuths.

Beide legieren sich nicht mit dem Eisen, hinterlassen aber nach Thallner[1]) Rotbrüchigkeit, weil sie die Aufnahmefähigkeit für FeO vergrößern.

Einfluß von Gasen.

Es soll hier zunächst allgemein von Gasen die Rede sein, um dann einzelne. Gasarten gesondert zu behandeln.

Es ist auf diesem Gebiete, wie es schon im Kapitel »Desoxydation« gesagt ist, vieles unklar und bis jetzt noch kein wesentlicher Fortschritt zu verzeichnen, obwohl man sich seit etwa 40 Jahren eingehend mit diesen Fragen beschäftigt.

Es liegt wohl daran, daß das Wesen der Verbindung zwischen festen und gasförmigen Körpern noch nicht geklärt ist. Man unterscheidet chemisch gebundene Gase und okkludierte Gase, die nur Porenräume ausfüllen.

Über den Gasgehalt flüssigen Eisens ist S. 172 das Nötige gesagt. Hier handelt es sich aber um Gase im festen Eisen.

Daß es solche gibt, hat Müller[2]) zuerst nachgewiesen, der ein Stück festes Eisen anbohrte, und zwar nicht etwa ein mit Gasblasen behaftetes, sondern ein solches mit ganz gesundem Bruch. Er bohrte bei feststehendem Bohrer und sich drehenden Eisenstück unter Wasser oder Quecksilber und fing die Gase unter Schräghalten des Stückes in einem Glasgefäß auf. Die Ergebnisse sind in der folgenden Zahlentafel eingetragen.

Zahlentafel. Gase aus festem Eisen.

	CO	H	N	CO_2	Raumgröße 3)
I. Nach Müller, Raumteile.					
Bessemerroheisen	2,5	83	14	—	35%
Bessemerflußeisen	0,0—0,07	77—90	23—10	—	21—60%
Martinflußeisen	2,2	67	31	—	25%
Dichter Schienenstahl	14	92	6	—	17%
Geschmiedeter Schienenstahl	1,3	73	25	—	5,5%
II. Nach Goerens, Gewichtsteile 4), Stahl und Eisen, 1915, S. 1135.					
Thomasflußeisen	73	1	11	15	0,0268%
Martinflußeisen	75	1	13	11	0,0455%
Elektrostahl	49	2	11	38	0,0125%
Tiegelgußstahl	67	2	7	24	0,0366%

1) Stahl und Eisen, 1907, S. 1684.

2) Vgl. die Literaturangaben S. 171.

3) Bedeutet, daß die Gase z. B. bei 35% 3,5 ccm einnahmen, wenn das Bohrloch 10 ccm Inhalt hatte.

4) Bedeutet 0,0268% des Gewichtes des Eisens. Die Raummengen sind in Gewichtsmengen umgerechnet. Vgl. auch Goerens und Paquet, Stahl und Eisen, 1910, S. 1514.

Goerens verfuhr dabei anders wie Müller. Er schmolz das Eisen mit Zinn und Antimon im Vakuum zusammen[1]) und saugte die Gase ab (vgl. die Zahlentafel).

Aus den Raumziffern der entweichenden Gase berechnete Müller, daß sie unter einem Druck von 20 Atmosphären gestanden haben.

Andere Versuche führte Belloc[2]) aus, der aus Eisenspänen mit 0,12 % C unter der Luftpumpe Gase absaugte. Je nach der Temperatur war die Zusammensetzung und Menge verschieden. Bei 400° war es fast ausschließlich H und CO, von 550° ab begann auch N zu entweichen.

Bei jedem Haltepunkte gab es eine starke Gasentwickelung. Nachdem der letzte Haltepunkt erreicht war, blieb die Gasmenge konstant. Unterhalb des ersten Haltepunktes war sie sehr schwach.

Die Versuche wurden von Baker[3]) fortgesetzt. Er fand, gleichgültig ob es Flußeisen oder Stahl war, bei 800° im Vakuum 1,9 % CO_2; 52 % H; 45 % CO; 0,58 % CH; 0,07 % N.

Die Bearbeitung durch Walzen und Schmieden verringerte die Menge, aber nicht die Zusammensetzung.

Baker stellte auch den Einfluß der Haltepunkte fest. Bei A_3 erfolgte eine starke Entwickelung von CO und N.

Diese Versuche geben wenig Aufschluß über die Art der Bindung der Gase. Baker nimmt an, daß die Gase nur Porenräume ausfüllen. Müller will für H und N chemische Verbindungen gelten lassen, die allerdings leicht zerfallen. Für diese Annahme spricht der Umstand, daß ein Gehalt an diesen beiden Gasarten Sprödigkeit im Gefolge hat (vgl. weiter unten), was für die anderen nicht gilt. Sauerstoff erscheint nicht. Er ist immer an Fe oder sonstwo gebunden.

Eine Bedeutung für die Praxis hat die Erklärung des Aufblähens von Blöcken gerade im letzten Teil des Walzvorganges. Müller[4]) berichtet, daß eine Bramme sich derart aufblähte, daß ein Walzenbruch erfolgte. Er beobachtete auch, daß Schienen erst in den letzten Kalibern die Erscheinung der »Stegblasen« zeigten, die man mit einem spitzen Hammer öffnen konnte. Die Gasanalyse ergab 43 % H, 28,5 % N; 27,2 % CO; 1,6 % CO_2 0,0 % N.

Eine Erklärung findet man, wenn man an den Einfluß der Haltepunkte auf die Gasentwickelung denkt und sich klar macht, daß die kälter gewordene äußere Haut nicht mehr durchlässig genug für Gase ist.

Der Einfluß des Wasserstoffs (Beizbrüchigkeit).

Wasserstoff entsteht, wenn man Bleche oder Draht in verdünnte Säuren taucht, um den Glühspan zu beseitigen, der beim weiteren

[1]) Ein Verfahren, das dem Verfasser nicht als zuverlässig erscheint, weil Sn und Sb auch Gase einführen können. Andere Verfahren, um die Gasmengen und Gaszusammensetzungen zu ermitteln, sind im Chemikerausschuß d. V. d. Eisenhüttenleute 1921 erörtert.

[2]) Stahl und Eisen, 1908, S. 1116.

[3]) Stahl und Eisen, 1912, S. 670. [4]) Stahl und Eisen, 1885, S. 79.



Walzen und beim Ziehen hinderlich ist. Die Wasserstoffentwickelung sprengt den Glühspan ab.

Diesen Vorgang, der durch Erwärmung und stoßweise Bewegung unterstützt wird, nennt man Beizen[1]). So ist das Wort »Beizbrüchigkeit« zu erklären.

Eine andere Quelle für die Aufnahme von H ist in einer Glüh- oder Härtemuffel oder auch sonstwie gegeben, wenn unverbranntes Leuchtgas oder Generatorgas durch Undichtigkeit Zugang zum Werkstück findet[2]).

Wie der Name sagt, entsteht eine Sprödigkeit, die schon seit 1880 bekannt ist[3]). Nach Heyn genügen schon 0,028 % H, um das Eisen glasspröde zu machen; aber die Sprödigkeit verschwindet, wenn man das gebeizte Eisen längere Zeit, z. B. 4 Wochen lang, am besten an einem warmen Ort liegen läßt, obwohl sehr weiches Eisen noch nach 250 Tagen eine gewisse Sprödigkeit erkennen läßt. Durch Ausglühen läßt sich die Sprödigkeit sehr schnell beseitigen. Schreckt man allerdings beizbrüchiges Eisen ab, so erhält man sprödes Material, was im Zusammenhang mit undichten Gasmuffeln leicht geschehen kann.

Man kann die Sprödigkeit auch durch Erhitzen des Eisens im Wasserstoffstrom bei über 730° und Abschrecken künstlich erzeugen.

Heyn hat auch den Einfluß der Haltepunkte nachgewiesen. Hängt man das Eisen als Kathode ein, so wird die Erscheinung befördert. So erklärt sich auch, daß verzinkter Draht größere Beizbrüchigkeit erkennen läßt. Berührte man den Eisendraht mit einer amalgamierten Zinkplatte, so trat stärkere Beizbrüchigkeit ein.

Ein Si-Gehalt schützt vor Beizbrüchigkeit. Mit dem C-Gehalt wächst die Empfänglichkeit. Beim Beizen soll man die Zeit des Eintauchens möglichst kürzen und recht verdünnte Säuren anwenden.

Sehr heiß erblasenes Flußeisen ist spröder wie kälter erblasenes. Heyn führt dies auf größeren H-Gehalt zurück.

Der Einfluß des Stickstoffs.

Nach Goetz[4]) entwickelt Flußeisen beim frischen Bruch Ammoniakgeruch, und eine Schale, mit HCl daneben gestellt, Nebel.

Tholander[5]) stellte 0,012—0,22 % N im Bessemerflußeisen und 0,006—0,012 % N im Martinflußeisen, aber keine Qualitätsunterschiede fest.

---

1) Man führt dies mit Hilfe von Beizmaschinen aus, um der Reihe nach in verdünnte H_2SO_4 oder HCl, dann in kaltes Wasser, dann in warmes Wasser einzutauchen und beim Beizen zu rütteln. Früher sagte man »Dekapiervorrichtungen und dekapierte Bleche«.

2) Heyn, Stahl und Eisen, 1900, S. 837.

3) Vgl. Ledebur, Stahl und Eisen, 1887, S. 682, und ebenda, 1889, S. 745. Heyn, ebenda, 1900, S. 837; ebenda, 1901, S. 913; auch ebenda, 1906, S. 585 (verminderte Biegefähigkeit). Über Beizbrüchigkeit bei Blechen, die hernach emailliert werden sollen, berichtet Grünwald ebenda, 1909, S. 137 (Nach dem Beizen Erhitzen in kochender Sodalösung und Trocknen).

4) Stahl und Eisen, 1887, S. 513.

5) Stahl und Eisen, 1889, S. 115.

Hjalmar Braune[1]) erregte mit seinen Veröffentlichungen großes Aufsehen. Er behauptete, daß ein Gehalt von 0,05—0,07 % genügt, um das Eisen vollständig spröde zu machen. Er denkt an Eisennitrid, das auf dem Wege über Cyan in das Eisen gelangt ist. Gehalte von 0,025—0,030 % bei weichem Eisen, von 0,012 % bei hartem Stahl und von 0,008 % bei Geschützmaterial seien allerdings unschädlich.

Diesen Ausführungen widersprach schon Thallner[2]).

Braunes Gehaltziffern sind im allgemeinen durch Herwig[3]) und Strauß[4]) bestätigt. Nur hat sich herausgestellt, daß die gebildeten Eisennitride in höherer Temperatur unbeständig sind und deshalb fast niemals zur Geltung kommen.

Nach Herwig ist im Roheisen höchstens 0,01 % N. Es muß also ein Teil innerhalb des Konverters hineinkommen, und zwar indem der Wasserstoff der Gebläseluft NH_3 bildet.

Bezeichnenderweise kann man durch Glühen von Eisen im NH_3-Strom bis 11,1 % N hineinbekommen, aber im NH_3-Strom geschmolzenes Eisen (hohe Temperatur!) enthielt nur 0,03—0,04 % N (Strauß).

Infolge des Entweichens von N bilden sich häufig Blasen im Blech (Strauß). Auch beim elektrischen und autogenen Schweißen tritt N in den Schweißnäten auf (derselbe).

Strauß hat die Nitride im Schliffbilde mit Hilfe von Lumièreplatten farbig (blau) festgehalten.

Es gibt auch einen Körper-»Flavit«[5]), der dann entsteht, wenn man gleichzeitig nitriert und zementiert. Mit Si und Cr bilden sich sehr beständige Nitride.

Martinflußeisen enthält wegen der höheren Temperatur weniger N.

Hanemann[6]) hat bei nitriertem Eisen eine mattgraue Oberfläche festgestellt, die hart und spröde ist und dem Rost widersteht. Er nimmt die Verbindung Fe_2N oder Fe_4N_2 an. Ein wirksamer Rostschutz läßt sich aber nicht ableiten, wie überhaupt ein Nutzen aus dem N-Gehalt in keiner Weise gezogen werden kann.

Nach Treuheit[7]) wird der N-Gehalt durch Ferromanganzusatz beim Kleinkonverter vermehrt, durch Aluminiumzusatz vermindert.

---

1) Stahl und Eisen, 1905, S. 1211 und ebenda 1906, S. 1357. Es werden daselbst auch Braunes Vorläufer genannt. Schon Berzelius hat N im Eisen bestimmt. Wykander erwähnt auch, daß überblasenes Eisen wegen seines N-Gehalts schlecht sei.

2) Stahl und Eisen, 1907, S. 1677.

3) Stahl und Eisen, 1913, S. 1721 (0,014 % N in normalen, bis 0,04 % in anormalen Thomaschargen).

4) Stahl und Eisen, 1914, S. 1819 (0,012—0,030 % N in Thomasflußeisen; 0,001 bis 0,008 % in Martinflußeisen).

5) Kirner, Stahl und Eisen, 1911, S. 317.

6) Doktorarbeit, Charlottenburg.

7) Stahl und Eisen, 1919, S. 1139.

Der Einfluß des Sauerstoffs.

Freier Sauerstoff kann nicht in Berührung mit Fe bestehen; es handelt sich also immer um FeO, wenn ein O-Gehalt des Eisens genannt wird.

Der Einfluß des FeO und die von Ledebur ermittelten Sauerstoffgehalte sind in Verbindung mit der von Friedrich C. G. Müller aufgestellten Desoxydationstheorie S. 170 gekennzeichnet. Seit den Arbeiten von Ledebur und Müller sind nahezu 40 Jahre vergangen, ohne daß ein wesentlicher Fortschritt geschehen ist, wenn auch die Sauerstoffbestimmung von Oberhoffer viel exakter in einem sorgfältig konstruierten Apparat, unter Anwendung des Vakuums durchgeführt ist[1]).

Das Rätselhafte ist insofern geblieben, als auch im desoxydierten Eisen noch große Mengen von Sauerstoff gefunden werden, wenn auch meist (aber nicht immer) viel weniger wie im nicht desoxydierten Stahl.

Einige Zahlenwerte sollen hier folgen. Interessant ist es, daß das spez. Gewicht des Eisens durch den Sauerstoffgehalt beeinflußt wird; dasselbe gilt vom Elektrischen Leitvermögen. Als Maximum ist im Sinne des Ledeburschen Verfahrens[2]) 0,29% O gefunden = 1,3% FeO. Gut verwalzbarer Stahl darf nicht mehr wie 0,1% O enthalten.

0,1% O	bedingt ein spez. Gewicht von	7,90
0,11—0,2% O	» » » » »	7,9—7,8
über 0,2% O	» » » » »	7,8

Die Gehalte schwanken von 0,00 bis 0,29% und die spez. Gewichte von 7,69—8,08.

Infolge des Mn-Zusatzes geht der O-Gehalt herunter, hebt sich dann aber wieder.

Lürmann[3]) bezeichnet einen Sauerstoffgehalt von über 0,15% als unheilvoll.

Auch neuere Zahlen sollen hier folgen, die niedrigere Werte angeben.

1. Thomasschmelze[4]),	vor	der Desoxydation erstarrt,	0,035% O
»	nach	» » »	0,019% O
Martinschmelze,	vor	» » »	0,019% O
»	nach	» » »	0,028% O

2. Späne im Wasserstoffstrom nach vorher hergestelltem Vakuum bei 950° geglüht, ergaben Sauerstoffgehalte von 0,016 bis 0,079%, wenn das Eisen vorher nicht desoxydiert war, und wenn es desoxydiert war, meist 50% weniger, z. B. in einem Falle 0,045 gegen 0,068%[5]).

---

[1]) Vgl. Stahl und Eisen, 1918, S. 105.

[2]) Stahl und Eisen, 1899, S. 267 (Ledebur und Romanoff).

[3]) Chemikerversammlung in Berlin 1903. Wald (Kladno) nannte daselbst ähnliche Zahlen wie Ledebur.

[4]) Oberhoffer und Beutell, Stahl und Eisen, 1919, S. 1584.

[5]) Oberhoffer, Stahl und Eisen, 1918, S. 105.

Oberhoffer weist darauf hin, daß auch oxydische Schlackeneinschlüsse dabei reduziert werden und das Bild trüben können. Schmitz[1]) hat im Sinne Ledeburs, also ohne Anwendung des Vakuums gearbeitet. Die nachfolgende Zahlentafel nennt die Zahlenwerte:

	Sauerstoff			
	% 1	% 2	% 3	% 4
Vorproben . . .	0,090	0,070	0,11	0,070
Fertigproben . .	0,040	0,025	0,045	0,015

Die 3. Vorprobe war stark überblasen.

Unter dem Eindruck dieser Zahlen wird man nicht fehlgehen, wenn man annimmt, daß in jedem flüssigen und festen Eisenkörper FeO vorhanden ist, aber nur das über das Lösungsvermögen überschießende nachteilig wirkt.

Wie groß dieser Anteil und wie er durch Eisenbegleiter und sonstige Umstände beeinflußt wird, darüber wissen wir nichts.

Ebenso wissen wir nichts darüber, wie das im Eisen gelöste FeO und das als Überzug der Wände der Hohlräume entstandene einwirkt. Im ersteren Falle handelt es sich um überblasenen Stahl, im letzteren Falle ist es der Luftsauerstoff, der von außen her in den erstarrenden oder erstarrten Block eingedrungen ist.

Auch der Umstand, daß die Auswahl des Bohrers (stumpf oder scharf) für die Menge des Sauerstoffs von Bedeutung ist, gibt Anlaß zum Nachdenken.

Es ist also ein auch heute noch sehr dunkles Gebiet! Daß sauerstoffhaltiges Eisen rotbrüchig ist, kann man damit erklären, daß in Rotglut das Eisenoxydul mit dem Kohlenstoff in chemische Verbindung tritt. Es entsteht CO und diese Gasentwickelung gibt den Anstoß für das Entweichen anderer Gase, die bei Weißglut ungehindert entweichen, aber in dieser Temperatur Gasspannung erzeugen, die sich gewaltsam freizumachen sucht. Es kann vorkommen, daß stark sauerstoffhaltiges Eisen in diesem Zustande beim Schmieden oder Walzen zu Brocken auseinanderfällt. Auf diese Weise wird die Übereinstimmung mit der Rotbrucherscheinung bei einem S-Gehalt ungezwungen erklärt (S. 737).

Wenn Bleche oder andere Eisenteile zulange oder bei zu hoher Temperatur geglüht werden, so werden sie spröde und brüchig (vgl. S. 619 und 689) — wahrscheinlich deshalb, weil der Sauerstoff von außen eindringt und den eben genannten Vorgang veranlaßt. Auch hier kann man sehen, daß das rotbrüchige Eisen einfach zerbricht. Von dem

[1]) Schmitz, Stahl und Eisen, 1918, S. 541.

Rotbruch infolge des Schwefelgehalts ist der Sauerstoffrotbruch nicht zu unterscheiden. Man muß chemische oder metallographische Verfahren (Betupfen der Schliffläche) zurate ziehen.

61. Krankheitserscheinungen bei Eisen und Stahl.

Es sollen hier in zwangloser Reihenfolge die Erscheinungen besprochen werden, die zu Mißerfolgen führen können:

Dabei wird auf Vorhergesagtes zurückgegriffen, aber auch Neues gebracht werden.

Seigerungen.

Ursprünglich bedeutet Seigern das Zerfallen einer Legierung im Sinne der Schichtung nach dem spez. Gewicht. (Seiger heißt in der Bergmannssprache »senkrecht«.)

Heute versteht man unter Seigerung jedes Zerfallen einer Legierung, gleichgültig ob sich die Bestandteile schichtenweise oder sonstwie absondern.

Wenn man einen Block oder auch ein Schmiede- oder auch ein Stahlgußstück anbohrt und die Bohrspäne untersucht, so findet man sehr verschiedene Ergebnisse, je nachdem man oben oder unten, am Rande oder in der Mitte das Probegut entnimmt oder flach oder tief bohrt.

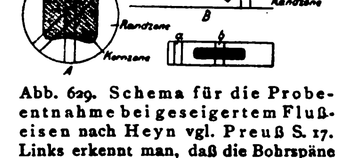


Abb. 629. Schema für die Probeentnahme bei geseigertem Flußeisen nach Heyn vgl. Preuß S. 17. Links erkennt man, daß die Bohrspäne aus I eine andere Zusammensetzung wie die aus II haben werden. Rechts ist gekennzeichnet, wie verschieden das Probegut aus den Löchern 1—6 und aus a und b zusammengesetzt sein wird.

Abgesehen von dieser Erscheinung hat man auch Einschlüsse nichtmetallischer Natur: Schlacke, auch SiO_2 und Al_2O_3, die als Fremdkörper hineingekommen sind. Diese sollen unter der Überschrift »Schlackeneinschlüsse« behandelt werden. Manche sprechen auch hier von »Seigerungen«; aber es handelt sich ja nicht um das Zerfallen einer Legierung, sondern um durch besondere Vorgänge hineingetragene Fremdkörper, die besser für sich betrachtet werden.

Seigerungserscheinungen kann man nicht besprechen, ohne an Lunker und aufsteigende Gase zu denken. Beides spielt eine bedeutsame Rolle.

Die Unterschiede der chemischen Zusammensetzung sind sehr groß, aber sie lassen sich nur teilweise in feste Regeln bringen.

Hauptsächlich werden P und S betroffen, so daß doppelte und dreifache Gehalte an verschiedenen Stellen vielfach vorkommen. Weniger werden die anderen Körper in Mitleidenschaft gezogen, am wenigsten Ni[1]), Si und Mn, obwohl auch hier Ungleichheiten auftreten.

Die Beispiele hierunter bestätigen dies.

---

1) Vgl. Stahl und Eisen, 1901, S. 754 (Zdanowicz).

Da, wo das letzte flüssige Metall sich befand, hat man eine dem Eutektikum (vgl. S. 721) nahestehende Zusammensetzung zu erwarten, die immer C, P und S reich ist. So erklärt sich die Verschiedenheit am Rande und in der Mitte und die Anhäufung der drei Körper in der Mitte.

Setzt das Lunkern ein, so bildet sich ein Hohlraum, der bis auf den Boden des Blockes reicht; in diesen Hohlraum ergießt sich das noch flüssig gebliebene Metall, so daß das oben befindliche nach unten wandert. Anderseits haben Sulfide das Bestreben, ebenso wie im Mischer emporzusteigen. Auch verhindern die aufsteigenden Gase vielfach das Nachfließen der flüssigen Legierung bei Ausfüllung des Lunkerhohlraums.

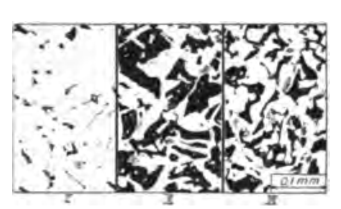


Abb. 630, I—III. Gefügebild eines Rundeisenstabs am Rande (links), im Kern (rechts) und zwischen beiden. Der Kern ist perlitarm, daher weich, weil sein Kohlenstoffgehalt gering ist. Der Rand weist noch weniger Perlit auf wie die Zone III. Nach Bach und Baumann, Festigkeitseigenschaften und Gefügebilder, Berlin bei Springer.

Dadurch entsteht die Sachlage, daß man niemals voraussagen kann, wie sich Phosphor und Schwefel anordnen werden. Gerade der letztere bedeutet wegen dieser Unsicherheit eine besondere Gefahr. Man weiß nie, wo die Sulfide zur Ruhe gelangen[1]).

Die zuerst ausgeschiedenen Mischkristalle sind kohlenstoffärmer. So erklärt es sich, daß der Rand kohlenstoffärmer wie die Mitte ist.

Gießt man aufeinanderfolgend aus derselben Pfanne Blöcke, so wird man damit rechnen müssen, daß beim Schwefel die Schichtenseigerung in der Pfanne eintritt, daß der Stahl abkühlt und daß sich Krusten und Pfannenbären von abweichender und wechselnder Zusammensetzung bilden. Dadurch ändert sich die Zusammensetzung von Block zu Block[2]).

Ebenso einleuchtend ist es, daß die Ergebnisse der Zerreißprobe und Härtebestimmung verschieden sind, je nachdem man z. B. den Stab oder Probekörper aus dem Kopf oder Steg einer Schiene und aus der Rand- oder Kernzone einer geschmiedeten Welle entnimmt.

Dies gibt bei Übernahme von Aufträgen, die bestimmte Eigenschaften vorschreiben, zu denken. Es muß immer die Art der Probenahme vereinbart werden, und auch dann noch muß ein Spielraum bestehen; denn der Zufall kann eine große Rolle spielen[3]).

---

[1]) Oberhoffer nimmt auch an, daß sich das ausgeschiedene Mangansulfid an die Ferritkristalle bei der Erstarrung anhängt. Stahl und Eisen, 1912, S. 892.

[2]) Z. B. 0,079% P; 0,36% Mn (Reisenotiz des Verfassers)
0.080% P; 0,36% Mn
0,080% P; 0,34% Mn
0,080% P; 0,33% Mn
0,083% P; 0,33% Mn.

[3]) So schlägt Axel Wahlberg (Stahl und Eisen, 1902, S. 82) vor, bei C einen Spielraum von 0,05% und bei P einen solchen von 0,005% zu geben.

Wird geschmiedet oder gewalzt, so ist es nicht ausgeschlossen, daß im Innern des Blocks noch flüssiges Metall vorhanden ist. Dies wird dann in die erstarrte Kruste getrieben und diese dann im Gegensatz zu den obigen Ausführungen reicher an C, P, S wie die Kernzone.[1])

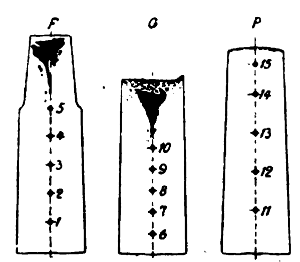


Abb. 631. Bohrstellen für die Probenahme bei durchschnittenen Blöcken. Nach Daelen, Stahl und Eisen, 1902, S. 1238.
Block F in gewöhlicher Gußform gegossen,
„ G in feuerfest ausgekleideter Gußform gegossen
„ P in der Blockform, im Sinne Harmets gepreßt.
Alle Blöcke aus derselben Gießpfanne gegossen.

5: C = 0,46 S = 0,013 P = 0,027	10: C = 0,45 S = 0,010 P = 0,025	15: C = 0,41 S = 0,009 P = 0,023
4: C = 0,43 S = 0,010 P = 0,024	9: C = 0,45 S = 0,010 P = 0,024	14: C = 0,42 S = 0,009 P = 0,025
3: C = 0,40 S = 0,010 P = 0,023	8: C = 0,41 S = 0,007 P = 0,024	13: C = 0,42 S = 0,009 P = 0,023
2: C = 0,40 S = 0,007 P = 0,023	7: C = 0,40 S = 0,007 P = 0,023	12: C = 0,41 S = 0,008 P = 0,024
1: C = 0,41 S = 0,007 P = 0,022	6: C = 0,40 S = 0,008 P = 0,023	11: C = 0,40 S = 0,008 P = 0,023

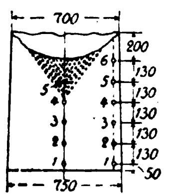


Abb. 632. Probeentnahmestellen bei einem Kanonenstahlblock. Nach Cubillo, Stahl und Eisen, 1912, S. 1195.

	C %	Si %	Mn %	P %
Mitte				
1	0,57	0,19	0,53	0,024
2	0,67	0,21	0,61	0,029
3	1,18	0,23	0,62	0,029
4	1,61	0,26	0,62	0,036
5	2,48	0,28	0,61	0,049
Rand				
1	0,56	0,19	0,60	0,021
2	0,46	0,19	0,58	0,018
3	0,57	0,19	0,57	0,017
4	0,43	0,19	0,58	0,017
5	0,44	0,19	0,57	0,018
6	0,50	0,16	0,59	0,019

Es besteht aber auch die Möglichkeit, daß beim Walzen flüssige Legierung in die Hohlräume getrieben wird, die durch Lunkern und Gase entstanden sind. Dann besteht eine Anreicherung von P, C, S im Inneren.

---

[1]) Einen solchen Fall kennzeichnet Neu in Neunkirchen. Stahl und Eisen, 1912, S. 397. Ein absichtlich schon nach 42 Minuten (statt 76 Minuten) aus dem Tiefofen gezogener und gewalzter Block hatte

in der Mitte. . . . 0,11% C; 0,76% Mn; 0,021% P; 0,005% S
außen. . . . . . . 0,28% C; 0,88% Mn; 0,039% P; 0,029% S
in der Zwischenzone 0,33% C: 0,92% Mn; 0,041% P; 0,059% S

Silizium und Kupfer schienen garnicht an der Verschiedenheit beteiligt zu sein. Die Blöcke bauchten sich beim Walzen auf.

Einen Schluß auf das vorteilhafteste Blockgewicht inbezug auf Seigerung zu ziehen, ist vorderhand unmöglich. Vielfach werden kleinere Gewichte in dieser Richtung empfohlen, aber dem wird auch widersprochen[1]). Es gibt aber jedenfalls für jede Stahl- und Flußeisengattung ein Normalgewicht in dieser Richtung. Sicher ist, daß zu heißes Gießen das Seigern stark begünstigt.

Bei der Gefügeuntersuchung leisten Tupf- und Ätzproben sehr gute Dienste (vgl. S. 713).

Sehr schöne Darstellungen aus dem Kruppschen Laboratorium (u. a. MnS-Einschlüsse) bringt Strauß (Stahl und Eisen, 1914, S. 1814).

Nach diesem kurzen Überblick sollen Beispiele und Hinweise gegeben werden. Der Leser, der tiefer eindringen will, möge die Literaturangaben benutzen.

a) In einem absichtlich in Masseform gegossenem Block[2]) von 19″ × 19″ war
im Kopf 0,76% C; Spur Si; 0,187% S; 0,191% P; 0,558% Mn; 98,30% Fe
im Fuß 0,35% C; Spur Si; 0,044% S; 0,044% P; 0,551% Mn; 99,04% Fe

b) Zetzsche[3]) untersuchte Radreifenmaterial und fand im Inneren des Blocks z. B. 0,59% C bei 0,11% P
und außen 0,52% C bei 0,08% P

c) Eine gebrochene Welle[4]) hatte

am Rande	in der Mitte	
0,31 %	0,47 %	C
0,037 %	0,031 %	Si
0,828 %	0,981 %	Mn
0,058 %	0,167 %	P
0,055 %	0,150 %	S

d) Eine Walze aus Bessemerstahl[5]) zeigte einen C-Gehalt von

0,215%	0,314%	0,304%
im oberen Zapfen	im unteren Zapfen	in der Mitte.

Si und Mn wiesen keine großen Unterschiede auf; dagegen die S- und P-Gehalte sehr große.

Ein ausgeseigerter Körper hatte 1,27% C und 0,42% S.

e) Andere Angaben über Seigerung in Stahlwalzen, Blöcken, Radreifen, Achsen, Blechen bringt Martens[6]).

f) Verschiedene Zusammensetzung und Festigkeitseigenschaften innerhalb des Schienenprofils nennt Dormus[7]):

---

1) Howe warnt (Stahl und Eisen, 1902, S. 82) davor, eine Regel aufzustellen.
2) Stahl und Eisen, 1882, S. 57 (Snelus).
3) Stahl und Eisen, 1884, S. 138.
4) Stahl und Eisen, 1897, S. 307.
5) Reuß, Stahl und Eisen, 1891, S. 643.
6) Stahl und Eisen, 1894, S. 797.
7) Stahl und Eisen, 1896, S. 909.

58,7 kg Zerreißf.	64,7 kg Zerreißf.	67,8 kg Zerreißf.
18,6% Dehnung	6% Dehnung	14,7% Dehnung
in der Lauffläche	in der Kopfmitte	im Steg.

Wahrscheinlich handelt es sich allerdings (nach Dormus) um eine Ausnahme.

g) Heyn[1]) hatte ein Block aus dem sauren Martinofen gespalten und fand in der Mittelzone

C	im flüssigen Zustande	0,38 %;	oben 0,9 %;	unten 0,4 %
Mn	» » »	0,52 %;	» 0,7 %;	» 0,5 %
P	» » »	0,052%;	» 0,26%;	» 0,05%
S	» » »	0,061%;	» 0,20%;	» 0,05%

Vgl. auch Abb. 631 und 632.

h) Ein Rundeisenstab[2]) hatte im

Randkörper . . 0,05% C; 0,087% S; 0,068% P; 0,23% Mn
Inneren . . . . 0,07% C; 0,174% S; 0,105% P; 0,27% Mn

i) Felser[3]) untersuchte ebenso wie Heyn einen Block, teilte ihn in der Mitte und entwarf auch eine zeichnerische Darstellung

		am Rande	in der Mitte
C	bei großen Thomasblöcken	0,070%	0,0725%
Mn	» » »	0,52 %	0,56 %
S	» » »	0,025%	0,0615%
P	» » »	0,054%	0,0965%

Eine phosphorarme Haut und ein phosphorreicher Kern!

Beim Schwefel ist die Entmischung bei großen Blöcken größer wie bei kleinen.

Die Kerbzähigkeit war bei der unteren Blockhälfte gut, bei der oberen schwankend. Stärker geseigertes Flußeisen hat etwas geringere Dehnung.

k) Dormus[4]) fand bei einem Rundeisenquerschnitt außen geringe Härte, in der Mittelzone die größte Härte und in der Kernzone wieder geringere Härte, die aber die der Randzone übertraf[5]). (Vgl. auch die Abb. S. 630.)

Schlackeneinschlüsse.

Beim Schweißeisen haben wir davon S. 32 und 49 u. f. gehört. Gewöhnlich hat es 1—3%, meist 2% und in günstigen Fällen 0,4% Schlackeneinschlüsse.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1906, S. 8 und 580 (daselbst ist auch der Nachweis von P und S durch die Heynsche Tupfprobe gekennzeichnet); auch Z. d. Ing., 1911, S. 209 mit vielen Schliffbildern.

[2]) Reisenotiz auf einem niederrheinischen Werk und Stahl und Eisen, 1908, S. 1614.

[3]) Stahl und Eisen, 1910, S. 2159.

[4]) Stahl und Eisen, 1911, S. 328.

[5]) Vgl. auch Oberhoffer, Knüppel und Niete (Stahl und Eisen, 1910, S. 291); auch Talbot, Schienenstahl (Stahl und Eisen, 1913, S. 616).

Auch bei den edelsten Erzeugnissen ist die Menge immer noch beträchtlich, z. B. bei schwedischem Herdfrischeisen 0,17 % und bei ebensolchem steirischen Ursprungs 0,41—0,44 %[1]).

Daß Schweißeisen in der Walzrichtung höhere Festigkeitswerte wie in der Querrichtung hat, führt man auf Schlackeneinschlüsse zurück.

Wenn die Schlacke, wie es beim Erzpuddeln vorkommt (vgl. S. 50), zu strengflüssig ist, um unter dem Hammer und den Luppenwalzen herausgepreßt zu werden, so wird das Eisen brüchig — »faulbrüchig«, wie man sagt.



Abb. 633. Sulfideinschlüsse in Schienenstahl, nach Ätzung mit Natriumpickrat nach Comstock, Stahl und Eisen, 1917, S. 383.

Bei Flußeisen liegt die Sache ganz anders. Man hat hier verschiedene Arten von Schlackeneinschlüssen.

Es handelt sich zunächst um Schlacke, die aus dem Konverter- oder Martinofen mitgeflossen ist und beim Gießen in die Blockformen gelangt. Durch den Lunkervorgang wird sie regelrecht in den Block gesaugt.

In gleicher Weise ist zu verstehen, daß abgeschmolzene feuerfeste Masse aus dem Stichloch, der Abstichrinne, der Gießpfannenauskleidung, den Gießtrichtern und Gespannen Schlacke bildet, die in gleicher Weise in das Flußeisen gelangt.

Pacher[2]) nimmt geradezu ein Zerstäuben der feuerfesten Masse an und weist auf die starke Erweiterung des Ausgußlochs einer Gießpfanne während des Gießens hin.

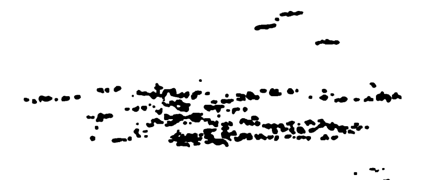


Abb. 634. Tonerdeeinschlüsse im Stahl nach Comstock. Kennzeichnend ist das Fehlen jeglicher Streckung in der Walzrichtung und die dunkle Farbe. Vgl. Stahl und Eisen, 1917, S. 40.

Dieser Umstand befürwortet gerade eine sorgfältige Überwachung der Giespfannenauskleidung und der Vorbereitung der Gespanne. Geringwertiges feuerfestes Material muß ausgeschlossen und für den Stopfen in schwierigen Fällen Graphittonmasse angewendet werden; auch darf nicht zu heiß gegossen werden.

Tritt feuerfeste Masse mit dem Flußeisen in Berührung, so kommt naturgemäß dessen Gehalt an MnO und FeO (letzteres ist ja auch nach der Desoxydation immer noch vorhanden) lösend zur Geltung. So erklären sich ungezwungen die dunkel gefärbten Einschlüsse im Flußeisen, die im Schliffbilde erscheinen, mitunter hellere und dunklere Partien, sich gegenseitig umschließend[3]).

---

1) Stahl und Eisen, 1890, S. 513 (Ledebur).

2) Stahl und Eisen, 1912, S. 1647. Pacher glaubt an eine Emulsion, die zerstäubte Schlacke mit dem Flußeisen bildet.

3) Vgl. die Schliffbilder von Mars Stahl und Eisen, 1912, S. 1557, auch die von Strauß ebenda, 1914, S. 1814. Baumann bringt ebenda, 1913, S. 1554, Schliffbilder von gerrissenen Kesselblechen, die Schlackeneinschlüsse, zum Teil krystallinisch, deutlich zeigen.

Zu diesen gewissermaßen von außen hineingetragenen Schlackeneinschlüssen gesellen sich SiO_2 und Al_2O_3 als Desoxydationserzeugnisse. Sie sind vielfach als weiße oder gelblichweiße Körper gefunden, gehen aber zweifellos auch oft eine Vereinigung mit FeO und MnO ein und verlieren dann die helle Farbe.

Auf diese letztgenannten Körper führt man es zurück, daß ein Si- und Al-Zusatz bei Flußeisen, das geschweißt werden soll, möglichst vermieden werden muß; denn es handelt sich um regelrechte Fremdkörper, die eine Berührung von metallischreinen Flächen beim Schweißen hindern.

Jedes Flußeisen besitzt solche Schlackeneinschlüsse, sie dürfen nur nicht überhandnehmen und zu groß sein.

Daß man sorgfältig Gießpfanne und Gespanne vorbereiten soll, wurde oben gesagt.

Weiter kommt die Forderung sorgfältigen Gießens und nicht zu heißen Gießens hinzu und vor allem gute Desoxydation! Schlecht desoxydiertes Flußeisen neigt besonders zu solchen Einschlüssen. Dies hängt damit zusammen, daß ein solches Material stärker frißt und die Gefahr des Steigens die Zugabe von Aluminium fordert. Je mehr Aluminium aber gegeben wird, um so mehr Tonerdeeinschlüsse.

Auch wenn kein Aluminium gegeben wird, bleibt bestehen, daß eine größere FeO-Menge im Flußeisen in Verbindung mit SiO_2 und MnO eine größere Schlackenmenge erzeugt, die die Gefahr erhöht.

Bei der Erzeugung hochsilizierter Bleche kann man beobachten, daß eine schlechte Desoxydation sich sofort rächt, indem die Schlackeneinschlüsse zahlreicher und die magnetischen Eigenschaften schlechter werden. Es hängt dies auch damit zusammen, daß mehr Si zur FeO-Bindung verwendet werden muß, und weniger zur Eisensilizidbildung übrig bleibt.

Man kann auch beobachten, daß große Schlackeneinschlüsse das Blech geradezu doppeln und dazu zwingen, es zu verwerfen.

Darin, daß die magnetischen Eigenschaften einen sehr geringen C und Mn-Gehalt fordern, liegt die Schwierigkeit bei der Herstellung solcher Bleche. Das Flußeisen muß gut abstehen, ohne überfrischt zu werden[1]). (Vgl. S. 472 und 548).

Man hat solche Schlackeneinschlüsse isoliert[2]) und analysiert. Im folgenden sei eine Zusammenstellung der Ergebnisse niedergeschrieben:

---

[1]) Es geschieht dies am besten im elektrischen Ofen.

[2]) Vgl. über solche Arbeiten Fischer (Stahl und Eisen, 1912, S. 1563), der am liebsten mit Jod gearbeitet hat. Vgl. auch ebenda, 1912, S. 571 (Kupferammoniumchlorid). Ruhfuß hat ohne chemische Mittel gearbeitet und nur das Eisen mit dem Magneten herausgezogen.



	FeO %	MnO %	SiO_2 %	CaO %	S %	P %	Al_2O_3 %
Einschlüsse[1]	25	63	9	0,6	0,61	0,23	—
Vom Block abgeschöpfte Schlacke[2]	23	60	8	—	0,59	0,25	—
Einschlüsse in Schmiedeblöcken von gelblichweißer Farbe[3]	18	46	38	—	—	—	—
Beim Walzen aus einem Block ausgepreßte Schlacke[4]	—	29	29	—	—	P_2O_5 0,25	37

Auffallend ist der nur einmal genannte Al_2O_3-Gehalt. Es scheint demnach das abgespülte feuerfeste Material keine bedeutende Rolle zu spielen[5]), sondern in erster Linie die inneren Vorgänge.

Daß es sich um helle und dunklere Einschlüsse handelt, kann in bezug auf das oben über die Einwirkung des Desoxydationsvorganges Gesagte nicht Wunder nehmen. Mars[6]) hat derartige Unterschiede in Schliffbildern dargestellt. Es handelt sich um krystallinische Körper und auch runde amorphe Einschlüsse. Letztere stellen wohl FeO-Ausscheidungen dar. Sehr schöne, zum Teil farbige Darstellungen bringt Strauß aus dem Kruppschen Institut[7]).

Auch taubengraue Einschlüsse gibt es nach Pacher, die durch den ganzen Block verteilt sind[8]). Es wird sich wohl um MnS handeln (vgl. S. 737).

Nach Mars (s. oben) ist vor dem Ferromanganzusatz die Menge der Einschlüsse viel größer. Einschlüsse aus Al_2O_3 haben die Eigenschaft beim Schleifen auszubrechen.

Um solche Schlackeneinschlüsse von Sulfiden und Phosphiden zu unterscheiden, wendet man mit Erfolg die bei Seigerungen gebräuchlichen zuerst von Heyn angewandten Tupfverfahren an. (S. 713 und 759.)

Auf das Lunkern ist bereits oben hingewiesen. Der Leser möge sich an der Hand der unten folgenden Ausführungen darüber klar machen, daß dabei die oben befindlichen und nach oben strebenden Schlackenkörper in die Tiefe geführt werden und dann das ganze Blockinnere durchsetzen können.

Er möge sich ferner klar machen, daß eine Gasentwickelung im Sinne der Desoxydationsvorgänge einen Anstoß erfordert. Dieser kann chemisch und physikalisch gegeben werden. Der Verfasser neigt dazu,

---

1) Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1897, S. 41.
2) Ebenda.
3) Jäger im Anschluß an den obengenannten Pacherschen Vortrag.
4) Neu, ebenso wie bei 3).
5) Dies bestätigt auch Beykirch in der genannten Erörterung.
6) Stahl und Eisen, 1912, S. 1560.
7) Stahl und Eisen, 1914, S. 1814.
8) Vgl. den obengenannten Vortrag.

auch den sich ausscheidenden Schlackenkörpern eine solche Wirkung zuzutrauen und erklärt den Umstand, daß man in den Gashohlräumen solche P- und S-reichen Ausscheidungen findet auf diese Weise. Es kann sogar sein, daß hierbei eine Emulsion von Schlacke und Flußeisen entsteht.

Wenn Si oder Al zugefügt wird, so zieht sich namentlich bei dem ersteren das Schmelzen der Zusatzlegierung in die Länge. Es ist also zunächst ungeschmolzenes Ferrosilizium im Flußeisen. Bei fortschreitender Erstarrung kann dann das ausgeschiedene SiO_2 nicht mehr nach oben entweichen und stellt dann einen umfangreichen Einschluß dar, wie er z. B. bei hochsilizierten Blechen vorkommt. Diese Erscheinung würde sicher noch häufiger und schädlicher auftreten, wenn nicht die Wärmeentwickelung beim Verbrennen des Si die Gefahr milderte. Mattes Flußeisen wird bekanntlich bei Zusatz von Ferrosilizium gleich wieder lebendig. (Vgl. S. 472.)

Das Lunkern.

Unter einem Lunkerhohlraum (vgl. Abb. auf S. 242) versteht man einen Hohlraum, der durch Volumenverminderung entstanden ist. Die mit Kristallen ausgekleideten Wände lassen ihn von einem Gashohlraum unterscheiden.

Da ein Vakuum entsteht, dringt die Außenluft, auch wenn ein Kanal nicht mit bloßem Auge sichtbar ist, ein und schafft die Vorbedingung für die Oxydation der Wände, was insofern wesentlich ist, als dadurch ein sicheres Verschweißen auch bei starkem Druck verhindert wird.

Man muß deshalb den mit einem Lunker behafteten Blockteil abschneiden.

Allerdings geht ein Lunker oder wenigstens das seine Verlängerung bildende schwammige Gefüge oft, vielleicht sogar meist, bis nahezu auf die Blocksohle.

Der Lunkervorgang ist S. 242 erklärt und durch ein Rechnungsbeispiel erläutert. Es ist dem nichts hinzuzufügen[1]).

Der Leser mag sich klar machen, daß die Entstehung einer Lunkerhöhle unvermeidlich ist. Man kann ihre Größe und ihren Nachteil nur einschränken, indem man für Nachfüllung des Hohlraums sorgt.

Die geschieht bei Schmiedeblöcken durch verschiedene Maßnahmen (vgl. S. 465), auch durch Anwendung der Ziehpresse vor vollständiger Erstarrung (Harmets Presse, S. 468). Bei Stahlformgußstücken ordnet man Trichter von genügenden Abmessungen und in genügender Zahl an und gießt nach.

Über die Anwendung von Thermit siehe S. 466.

---

[1]) Vgl. auch den Aufsatz des Verfassers Stahl und Eisen, 1911, S. 673, wo andere Deutungen des Vorganges widerlegt sind.

Im Sinne der Ausführungen über die Entstehung des Lunkers ist es klar, daß zu heißes Gießen auch in dieser Richtung schädlich ist; denn das Volumen des flüssigen Stahls wächst mit der Temperatur und demnach auch die Größe des Hohlraums.

Die Form und die Abmessungen des Blockes haben großen Einfluß. Große Blockquerschnitte lunkern im allgemeinen stärker. Auf einem oberschlesischen Werke fand der Verfasser die Anschauung, daß ein Blockgewicht von 1000—1500 kg inbezug auf das Lunkern am günstigsten sei. Bei siliziertem Stahl galt 400 kg. Diese Anschauung paßt allerdings nicht in den Rahmen unserer großen Erzeugungsmengen und der schweren Blockstrecken, ist aber kennzeichnend.

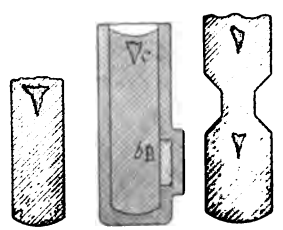


Abb. 635, I—III. Lunker in Flußeisenblöcken nach Brinell, veröffentlicht von Wahlberg. Bei b in II ist ein Lunkerhohlraum künstlich dadurch erzeugt, daß eine Masseeinlage in der Blockform angeordnet ist. Oberhalb dieser Zone ist in einem bestimmten Stadium Erstarrung eingetreten. In der Zone ist die Erstarrung verzögert und das noch flüssig gebliebene Eisen nach unten geflossen, um einen Lunkerhohlraum auszufüllen. Stahl und Eisen, 1903, S. 46.



Abb. 636. Lunkern bei einem Stearinblock. Nach Brearley, Stahl und Eisen, 1917, S. 771. Der Hohlraum ist von Krusten überbrückt, die auf eine sprungweise Erstarrung schließen lassen.

Der Leser vergleiche auch das über Sackblockformen gesagte S. 467.

Neuerdings macht man Versuche, um das Höhenmaß des Lunkers einzuschränken, indem man Blöcke anwendet, welche unten kleinen, oben großen Querschnitt haben[1]). Dabei entsteht allerdings die Schwierigkeit, daß die Blockform nicht in gewöhnlicher Weise abgezogen werden kann. (Vielfach entstehen auch Querrisse[2]).

Ein anderer Fortschritt ist der, daß man anscheinend mit gutem Erfolg den obersten Teil der Blockformen mit Masse auskleidet, wie dies bei Schmiedeblöcken (S. 467) schon lange bekannt ist, um den Stahl im Kopf möglichst lange heiß zu halten.

Die Abbildungen 635 und 636 kennzeichnen einige Versuche, um den Lunkervorgang zu erforschen.

Es bilden sich geradezu Brücken, die die Lunkerhöhle quer durchsetzen — im Zusammenhange damit, daß die Erstarrung ruckweise geschieht, jedenfalls infolge von Unterkühlung, von der S. 767 die Rede sein wird. Dieselbe Erscheinung ist bei Wachs- und Stearinblöcken beobachtet (Stahl und Eisen, 1908, S. 116). Blöcke aus gegossenem Hartpech (aus der Teerdestillationsretorte) verhalten sich allerdings anders. Hier ist von einem Lunker keine Rede, sondern nur von einer schwachen Einsenkung

[1]) Vgl. Versuche von Howe mit Wachsblöcken, Stahl und Eisen, 1909, S. 116. Neuere Versuche mit Stearinblöcken, Stahl und Eisen, 1917, S. 769.

[2]) Kurzwernhardt, Stahl und Eisen, 1907, S. 99.

in der Mitte. Es hängt dieser Unterschied mit den anders gearteten Volumengewichtsverhältnissen zusammen[1]).

Kennzeichnend für die Lunkerhöhlen sind die Kristalle. Die schönen Eisenkristalle (Tannenbaumkristalle) stammen aus Lunkerhöhlen u. a. ein Kristallgebilde mit bis über 20 cm langen Dendriten, im Besitz der Firma Krupp[2]).

Für die Praxis ist es sehr wichtig, darüber klar zu sein, daß die weiterschreitende Erstarrung eine flüssige Legierung übrig läßt, deren Zusammensetzung sich immer mehr der eutektischen nähert. Vgl. S. 756. Da gleichzeitig dieser Flüssigkeitsrest nach unten sackt, so wird diese Zusammensetzung nahezu auf die ganze Mittelsäule des Blockes verteilt.

Im Kapitel »Seigerung« war davon ausführlich die Rede. Lunker, Gasentwickelung und Seigerung sind untrennbare Begriffe. Wenn die Erstarrung einsetzt, so führt der damit verbundene Anstoß zu einer Gasentwickelung. Die aufsteigenden Gase erzeugen dann in der Mittelachse des Blockes, unterhalb der eigentlichen Lunkerhöhle, infolge der inzwischen gesunkenen Temperatur des flüssigen Eisens oder Stahls, ein schwammiges Gefüge, das unter schwierigen Verhältnissen z. B. bei Mannesmannknüppeln zu Mißerfolgen führen kann. In dem eben angedeutetem Falle hat die Harmetpresse gute Dienste getan (vgl. S. 469).

Beim Schmieden und Walzen werden Lunkerhohlräume zusammengepreßt, aber nicht beseitigt, da ein Zusammenschweißen durch die inzwischen eingetretene Oxydation der Flächen des Hohlraums verhindert wird.

So entsteht der sogenannte Holzfaser- oder Schieferbruch, (Abb. 637) der allerdings auch durch Gashohlräume und Schlackeneinschlüsse entstanden sein kann. Die bei Zerreißstäben vielfach beobachtete Erscheinung ist zweifellos dahin zu erklären, daß eingelagerte Fremdkörper das Flußeisen durchsetzen und eine so gekennzeichnete Fehlstelle ergeben. Vgl. Kühnel, Stahl und Eisen, 1918, S. 1173, ebenso Oberhoffer ebenda, 1920, S. 1479.

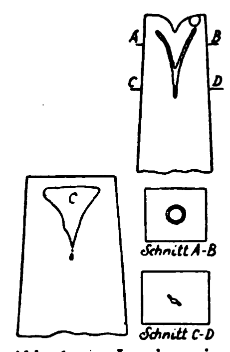


Abb. 637. Lunker im Block (links) und im Knüppel (rechts). Nach Kühnel, Stahl und Eisen, 1918, S. 1173, (Holzfaser und Schieferbruch).

In einem lothringischen Stahlwerke[3]) ging man beim Konverter zu einem sogenannten kälteren Roheisen (d. h. mit weniger Si und Mn) über und beobachtete, daß die Blöcke weniger lunkerten — zweifellos im Zusammenhange mit der niedrigeren Temperatur.

Si-reiches Flußeisen lunkert stärker. Dasselbe gilt von Flußeisen, dem Aluminium zugesetzt ist.

[1]) Vgl. auch Metallurgie, 1909, S. 776 (Wüst), wo von dem Volumen verschiedener Metalle im flüssigen Zustande die Rede ist.

[2]) Von einem anderen Funde berichtet Tschernoff in Stahl und Eisen, 1899, S. 300; ein Tannenbaumkristall von 25 cm Höhe aus dem verlorenen Kopf eines Blocks von 100 t.

[3]) Reisenotiz des Verfassers.

Gashohlräume.

Von ihnen war S. 170 und 242 und S. 749 die Rede. In allen Fällen ist die Erscheinung im Zusammenhange mit der Desoxydation besprochen. Auch die Menge und die Zusammensetzung der Gase ist daselbst erörtert.

Es bleibt noch übrig, auf die Gestalt und Lage dieser Hohlräume im Blockquerschnitt einzugehen. Dabei sei auf S. 470 (Harmet) verwiesen.

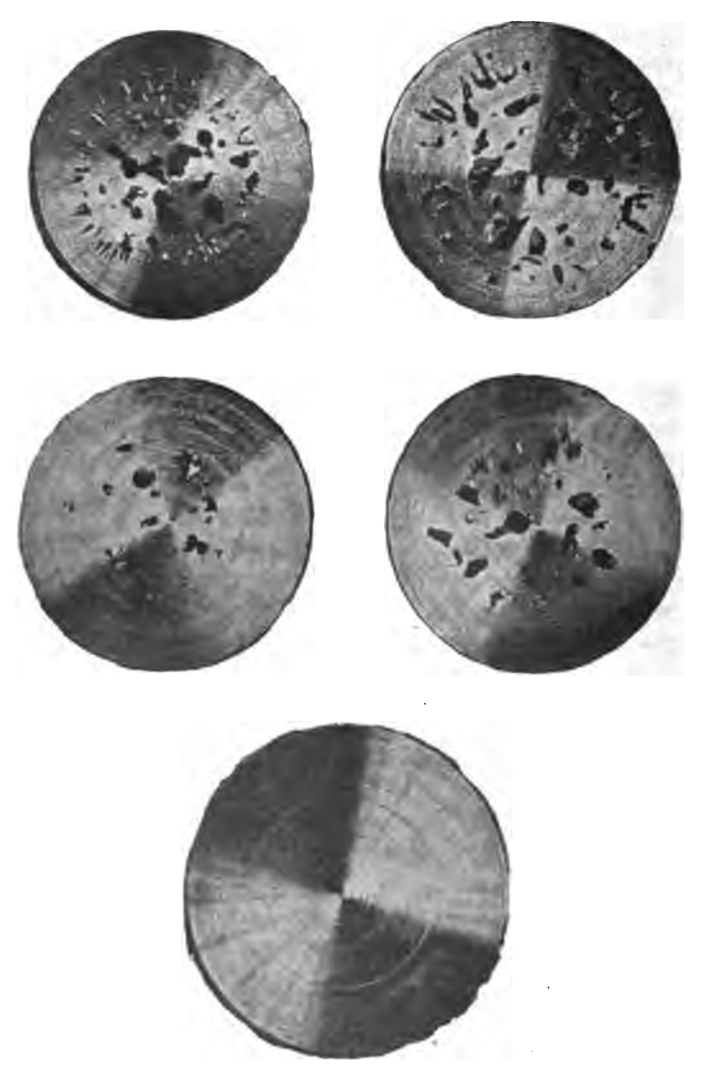


Abb. 638. Gashohlräume im Flußeisen. Es sind die Vorproben und die Fertigprobe einer Flußeisencharge im Schnitt dargestellt. Unten die blasenfreie Fertigprobe.

Aus ihr geht hervor, daß Gashohlräume in der Nähe des Randes und in der Mitte auftreten, letztere regellos, erstere genau rechtwinklig auf die Umfangslinie eingestellt und ganz gleichmäßig und geradlinig ausgerichtet. Es handelt sich hier um Randblasen.

Ihre Entstehung soll hierunter gekennzeichnet werden, indem der Verfasser dem Text seines Aufsatzes über das Harmetverfahren[1]) folgt:

Schreitet die Erstarrung vom Umfang aus in das Innere fort, so scheiden sich nacheinander Gasmengen aus, die nur nach dem Innern hin entweichen können, wo das flüssige Eisen ihrem Wege nach oben keinen Widerstand entgegensetzt und ihre Spur verwischt. In der Kruste fügt sich, der Zeitfolge der Entstehung der Gasblasen entsprechend, Hohlraum an Hohlraum, und so entstehen, genau lotrecht auf die äußere Umgrenzungslinie des Blockes gestellt, die genannten Wurmgänge. Daß diese in einer bestimmten Entfernung vom Umfange scharf abschneiden,

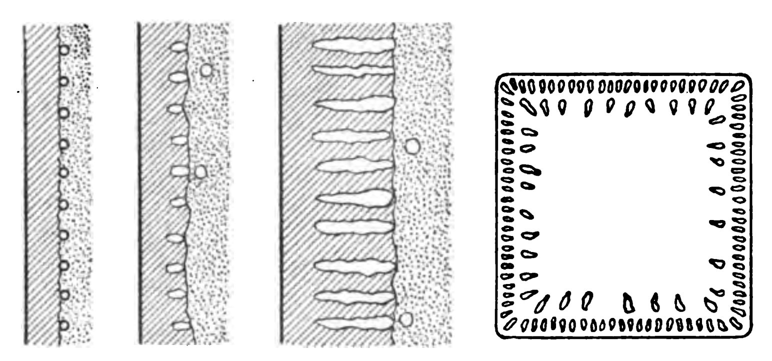


Abb. 639. Gasausscheidung bei der Erstarrung von Flußeisen. Schematisch dargestellt von Friedrich C. G. Müller, Zeitschr. d. V. d. Ingenieure, XXIII, S. 493. Links ist dargestellt, wie die anfänglich kugelförmigen kleinen Gasblasen sich nach dem Inneren zu verlängern und vorschieben, bis sie in den noch flüssigen Stahl gelangen. Rechts sieht man Randblasen und Mittelblasen in ein und demselben Querschnitte. Vgl. auch Abb. 324 S. 470.

setzt voraus, daß die Erstarrung nicht gleichmäßig fortschreitet, sondern sich Haltepunkte einstellen, bei welchen die erstarrte Kruste lange Zeit hindurch nicht wächst, dann aber dies mit einem Ruck nachholt. Daß der obere Teil des Blockes keine Randblasen zeigt, hängt damit zusammen, daß sich oben das heißeste Eisen befindet, das noch flüssig ist und den Gasen freien Durchtritt gewährt.

Es entsteht die Frage: Kann man solche Gasblasen unterdrücken? Die Antwort muß lauten: Nur durch genügenden Si- oder Al-Zusatz[2]). Bei geringerem oder keinem Si-Gehalt ist es mehr oder minder unmöglich. Selbst der starke Druck der Harmetpresse schafft in dieser Hinsicht keine vollständige Abhilfe, wenn auch die Gasblasen infolge des

---

[1]) Stahl und Eisen, 1908, S. 45.

[2]) Vgl. Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1897, S. 41 und ebenda, 1907, S. 775.

Zusammenpressens kleiner werden. Auch gibt es Blöcke mit dem genannten Si-Gehalt, die dennoch »steigen« und Gasblasen ergeben. Solchem schlecht desoxydierten Material ist eben nicht zu helfen.

Eine weitere Frage ist die: Sind solche Blasen schädlich? Es kommt darauf an: Sind die Blasenräume frei von Einschlüssen und die Blasenwände nicht oxydiert, so schaden die Gashohlräume nichts. Beim Schmiede- oder Walzdruck verschweißen die Wände miteinander[1]).

In welcher Weise Gasentwickelung in Verbindung mit dem Lunkern auftritt, ist S. 765 gesagt. Es ist da von einem schwammigen Gefüge die Rede, das z. B. bei Rohrknüppeln für Mannesmannrohre Schwierigkeiten bereitet. Als man die Hermetpresse einführte und das Lunkern verhinderte, beseitigte man diese Störung. Kennzeichnenderweise war die Mitte des Blockquerschnitts dann blasenfrei (Abb. 325).

Die Wände der sogenannten Randblasen (s. z. B. Abb. 324, 325, 639) werden oxydiert, weil sie sich nahe der Oberfläche befinden. Dabei findet der Sauerstoff leicht Zutritt. Man muß besonders bei schwierigem Material dies durch richtiges Gießen zu vermeiden suchen. Gießt man zu kalt, so werden die Gashohlräume größer, weil die Gase nicht entweichen können; anderseits wird die Kruste dicker. Bei sehr heißem Gießen ist es umgekehrt. Das letztere soll man ja auch aus anderen Erwägungen unterlassen; es ergibt wegen der Oberflächenblasen viel Ausschuß beim Walzen[2]). Aber was heißt »heiß« oder »kalt« gießen? Es gibt da soviel Abstufungen, die man gar nicht kennzeichnen kann, die aber ein Gießmeister mit Auge und Gefühl wahrnimmt.

Der Leser sei auf S. 245 verwiesen, wo er findet, daß gerade der mittlere Fall in der Praxis gemieden wird, allerdings auch im Hinblick auf andere Erwägungen.

Wenn ein Stahl- oder Walzwerker von randblasigen Blöcken spricht, so meint er nur solche Blöcke, die infolge der Randblasen Schwierigkeiten geben; denn Randblasen haben, abgesehen von der obengenannten Ausnahme, alle Blöcke.

Nach Karner[3]) kann man nach dem Abziehen der Kokille erkennen, ob und wo starke Randblasen bei gestiegenem Flußeisen bestehen; und zwar sind diese Teile des Blocks dunkel. Hat man also schwieriges Material zu walzen, so kann man die dichtesten Blockabschnitte auswählen.

---

[1]) Nach Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 1175, tritt in den meisten Fällen (er hat Blechbrammen im Auge) vollständiges Verschweißen ein.

[2]) Vgl. Sattmann, Stahl und Eisen, 1884, S. 266.

[3]) Vgl. Stahl und Eisen, 1916, S. 1113. Daselbst ist auch gesagt, welche Blöcke sinken (weiche Thomasschmelzen, die sehr heiß fertiggemacht sind, auch sehr Mn-reiche und überblasene Schmelzen); welche Blöcke steigen (bei wenig Mn und bei hartem nicht gedichtetem Material), und welche Blöcke stehen. Vgl. auch Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1897, S. 41.



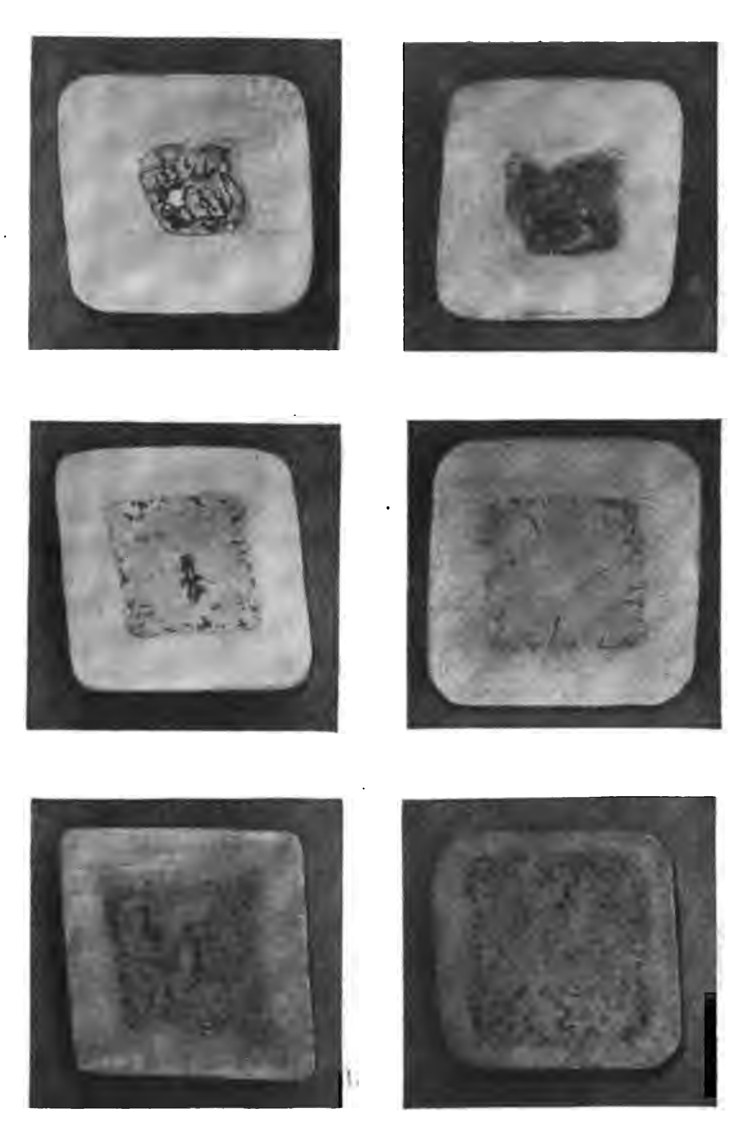


Abb. 640. **Gashohlräume, Lunker und Seigerungen** bei Blockquerschnitten von verschiedenen Flußeisenchargen nach geschehener Ätzung.

Oben links: Heiße Flußeisencharge mit ausgeseigerter Schlacke im Kern.
Oben rechts: Ebenso bei einer anderen Charge. (Man sieht in der Mitte ein durch Lunkern beeinflußtes Gefüge.
Mitte links: Weniger heisse Charge (Lunker).
Mitte rechts: Normale Charge.
Unten links: Charge mit kälterem Gang. (Lunkerspuren in der Mitte.)
Unten rechts: Charge mit kaltem Gang.

Nach **Ruhfuß**, Stahl und Eisen, 1897, S. 41.

Bei hartem Material stößt das Verschweißen der Wände der Gashohlräume naturgemäß auf Schwierigkeit; aber hier kann man fast immer durch ausreichenden Si-Zusatz die Gashohlraumbildung unterdrücken. Dies gilt auch für Stahlformguß.

Abgesehen davon erhält man dichten Stahl, wenn man nicht weiter als auf 0,4 % C herunterbläst oder herunterfrischt[1]).



Abb. 641. Kristallwachstum in Blöcken, gezeigt an einem Chromstahlblock. Brearley, Stahl und Eisen, 1917, S. 771. Die Kristallisation geht von den Ecken aus. Hier sind die Kristalle infolge der schnellen Abkühlung klein. In der Mitte der Seiten entstehen Kristalle, deren seitliches Wachstum durch die ebengenannten Kristalle gehemmt ist; sie wachsen deshalb in die Länge nach dem Blockzentrum zu. Die von allen Seiten her wachsenden Kristalle stoßen in den Diagonallinien zusammen, wie man deutlich erkennen kann.

Brinell hat Erstarrungstypen aufgestellt und glaubt eine Konstante

$$T = Mn + 5{,}2\ Si + 90\ Al = 1{,}66$$

gefunden zu haben, um vollständige Gasbindung herbeizuführen, z. B. ergibt 0,2 Mn; 0,15 Si; 0,0074 Al, in obige Formel eingesetzt, 1,66. Er ist auch der (irrigen) Ansicht, daß eine Gasentwicklung sofort aufhört, wenn man das Entweichen der Gase hemmt.

Die Wirkung des Aluminiumzusatzes (10 g für 1 To.) stellt Talbot[2]) in Längsschnitten eines schweren Blockes dar. Man sieht im Gegensatz zu dem ohne Aluminium gegossenen Block keine Gashohlräume. Aber der Leser weiß, daß ein Zusatz von Aluminium im Hinblick auf die ausseigernden Korundkörper, wenn irgend möglich, vermieden werden muß.

Daß durch die Gasentwicklung ein Lunkern unterdrückt oder wenigstens vermindert werden kann, wurde S. 245 gesagt. Infolge der Unruhe wird ein vorzeitiges Erstarren verhindert. Ein solcher Block ist beispielsweise in Goerens Buch S. 293 im Längsschnitt dargestellt.





Abb. 642, a—c. Aluminiumbronze bei verschiedener Abkühlungsgeschwindigkeit.
a. nadelig kristallinisch infolge hoher Abkühlungsgeschwindigkeit
b. nur in den Randschichten nadelig
c. körnig kristallinisch infolge geringer und gleichförmiger Abkühlungsschwindigkeit.
Nach Czochralski, Z. d. V. deutscher Ingenieure 1917, S. 345 und Stahl und Eisen, 1918, S. 570.

---

1) Ruhfuß, Stahl und Eisen, 1906, S. 775, vgl. auch S. 61 und S. 432 dieses Buches.
2) Ferrum, 1914, S. 249.

Kaltbruch und Sprödigkeit infolge Phosphorgehalts.

Davon war S. 429 und 735 die Rede. Bemerkenswert ist das grobkörnige Gefüge, und zwar sind es große, glänzende Kristalle.

Ihre Bildung ist vielleicht dadurch zu erklären, daß die ausgeseigerten Phosphide die Kernzahl beim Kristallisationsvorgang vermehren[1]).

Rotbruch infolge Schwefelgehalts.

Davon war S. 429 und 736 die Rede.

Rotbruch infolge Sauerstoffgehalts.

Davon war S. 753 die Rede.

Glassprödigkeit infolge höheren As-Gehalts.

Davon war S. 740 die Rede.

Glassprödigkeit infolge hohen Si-Gehalts.

Davon war S. 732 die Rede.

Sprödigkeit bei Kälte.

Mehrtens[2]) fand, daß weiches Flußeisen auch bei einer Kälte von minus 70° weitgehende Biegungen zu ertragen vermag. Demnach müssen

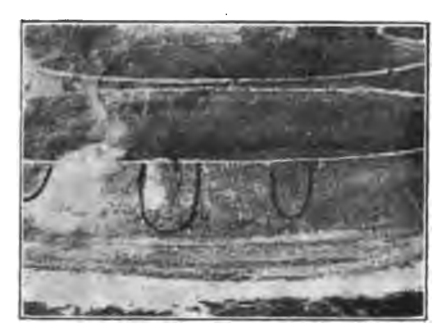


Abb. 643. Beim Bördeln, infolge falscher Wärmebehandlung gerissener Kesselboden nach einer eingesandten Photographie. Die Rißstellen sind eingekreist.



Abb. 644. Rißstelle des in Abb. 643 dargestellten Kesselbodens.

die bei starker Kälte sich mehrenden Achs- und Schienenbrüche wohl auf die weniger elastische Bettung zurückgeführt werden.

---

[1]) Über Kristallisation mag der Leser in der Literatur, z. B. bei Oberhoffer »Das schmiedbare Eisen« nachlesen. Es handelt sich um die Kernzahl und die Kristallisationsgeschwindigkeit. Um die Erforschung dieser Vorgänge haben sich Tamann und Czochralski (Transkristallisation, Gießereizeitung 1921) besonders verdient gemacht (Abb. 641 und 642).

[2]) Stahl und Eisen, 1892, S. 196 und 220.

Neuere Versuche haben allerdings ein erhebliches Abfallen des Dehnungswertes (von 29 % auf 17 %) und Steigen der Zerreißfestigkeits- und Streckgrenze (von 41 kg und 26 kg auf 44 kg und 32 kg) ergeben[1]).

Holzfaser oder Schieferbruch.

Von ihm war S. 765 die Rede.

Überhitzen. Übermüden. Verbrennen.

Davon war S. 598 und 611 die Rede. Von Fehlergebnissen bei Blechen und ihrer Heilung S. 619. Von Härterissen bei Stahl S. 598. Von »abgestandenem oder übermüdetem Stahl« ebendaselbst.

Beizbrüchigkeit.

Davon war S. 623 und 750 die Rede.

Spannungen und Altern des Eisens.

Von Spannung infolge ungleichmäßiger Schwindung war S. 603 und von Spannung infolge des Schmiedens war S. 608 die Rede. In beiden Fällen liegt die gleiche Ursache zugrunde. Teile des Querschnitts haben eine verschiedene Kürzung oder Streckung erfahren. Da sie zusammenhängen, so kann der längere sich nicht frei verkürzen und umgekehrt, der kürzere sich nicht frei verlängern. Das schafft im Sinne der Ausführungen S. 606 eine Störung der Gleichgewichtslage der Moleküle, die immer mit Verminderung der Zähigkeit, und meist mit Sprödigkeit und grobem Korn verbunden ist.[2])

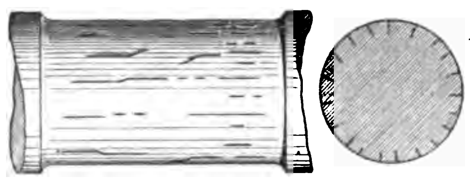


Abb. 645. Risse in einer Welle. Die Welle ist unter zu geringem Druck geschmiedet. Infolgedessen ist innen und außen verschiedenes Gefüge und ein Spannungszustand geschaffen, der bei Temperaturschwankungen (Heißlaufen) zur Geltung kommt. Stahl und Eisen, 1895, S. 514.

Ein Glühen beseitigt diesen Zustand.

Eine große Bedeutung haben solche Spannungen bei Kesselblechen, weil sie zu Rissen führen.

Man denke sich die eine Blechseite stärker erwärmt wie die andere; es entsteht Wärmespannung. Wird dabei die Streckgrenze nicht überschritten, so sind die Spannungen vorübergehend. Ist dies aber der Fall, so tritt eine bleibende Formänderung ein, genau in gleicher Weise wie bei der Kaltbearbeitung (Kaltrechen).

---

[1]) Stahl und Eisen, 1892, S. 196 und 220, auch Z. d. V. d. Ingen., Bd. 36 S. 427. Andere Versuche sind in den Mitt. d. techn. Versuchsanstalten, 1895, S. 197, auch im Zivilingenieur, 1892, Heft 3, mitgeteilt. Ebenso hat Kaiser nachgewiesen, daß die Kerbzähigkeit von Schweißeisen um 42 %, von Flußeisen um 85 % bei —20° abnimmt. Daraus folgt eine bei Kälte bestehende Überlegenheit des Schweißeisens (Stahl und Eisen, 1921, S. 333).

[2]) Vgl. Osann, Äußere und innere Spannung. Stahl und Eisen, 1913, S. 2136.

Heyn[1]) hat ein Verfahren angegeben, um solche Spannungen zahlenmäßig festzulegen.

Man muß sich klar machen, daß nach Überschreiten der Elastizitätsgrenze der Stab zwar noch eine Verlängerung erfahren, aber niemals in die alte Länge zurückkehren kann[2]). Der so behandelte Stab hat nunmehr keine oder eine nach oben verschobene Streckgrenze, die der Bruchgrenze sehr nahe liegt. Dies ist ein Kennzeichen der Sprödigkeit (Abb. 646).

Wird die Beanspruchung wiederholt, so summieren sich die Längenausdehnungen. Schließlich ist der Stab oder das Blech so ausgereckt, daß eine nun folgende Belastung unbedingt zum Bruch führen muß.

Auf diese Weise lassen sich die Gießhakenbrüche ungezwungen erklären, von denen S. 224 die Rede war. Solche Haken sind der einseitigen Erwärmung durch die Strahlhitze und vielfach auch einseitiger Luftzugwirkung ausgesetzt, was die Gefahr und Zerstörung begünstigt[3]).

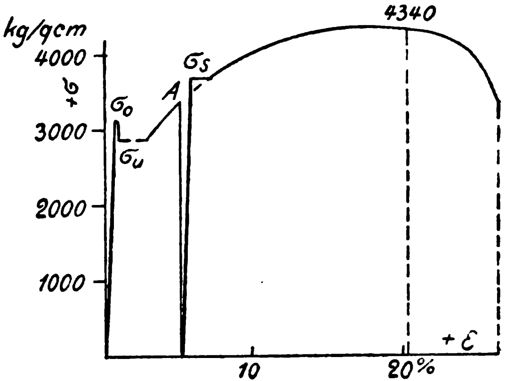


Abb. 646. Zerreißkurve bei unterbrochener Belastung und Wiederholung des Zerreißversuches nach längerer Zeit. Es verschiebt sich die Streckgrenze und auch die Zerreißfestigkeit nach oben. Nach Bach und Baumann, S. 27.

Treten Spannungen beim Kaltbearbeiten von Eisen auf, so spricht man von Reckspannungen, mit denen wir uns noch beschäftigen müssen, weil sie uns zum »Altern des Eisens« führen.

Mit letzterem hat es folgende Bewandtnis: Früher sagte man allen unseren Eisenbauten, z. B. eisernen Brücken, ein gewaltsames Ende voraus, weil das Eisen im Laufe der Jahre an Zähigkeit verlöre. Diese Ansicht wurde in das Reich der Fabel zurückgewiesen, als man Brücken aus der ersten Zeit der Eisenbahnen abbaute und bei den einzelnen Stäben unveränderte Festigkeitseigenschaften feststellte.

---

[1]) Vgl. Heyn und Bauer, Über Spannungen in Kesselblechen. Stahl und Eisen, 1911, S. 760.

Hobelt man z. B. aus einem 80 mm breiten, 19 mm dicken Blechstreifen einen Querschnitt 62 × 11 heraus, so gilt z. B. σ = Spannung in kg/qmm $= \frac{E \cdot \lambda}{L} = \frac{20000 \cdot 0{,}065}{62}$; wenn E = Elastizitätsmodul, λ = Verlängerung der rißfreien Seite = 0,065 mm.

[2]) Vgl. Wald, Stahl und Eisen, 1914, S. 1765. U. a. Nachweis der Überlastung bei einem Kettengliede durch Zerreißen vor nnd nach dem Ausglühen.

[3]) Vgl. Canaris, Stahl und Eisen, 1912, S. 611. Andere Literaturstellen sind S. 224 genannt.

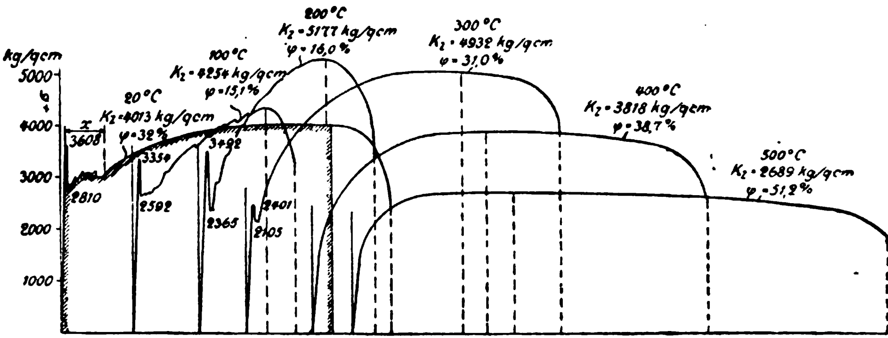


Abb. 647. Zerreißschaubilder bei verschiedenen Temperaturen (20—500°). K_z = Zugfestigkeit in kg/qcm · φ = Dehnung in %. Von 400° an fehlt die ausgeprägte Streckgrenze. Bemerkenswert ist auch die Zunahme der Zerreißfestigkeit bei 200° und der starke Dehnungsabfall bei 100—200° (beginnende Blauwärme). Nach Baumann.

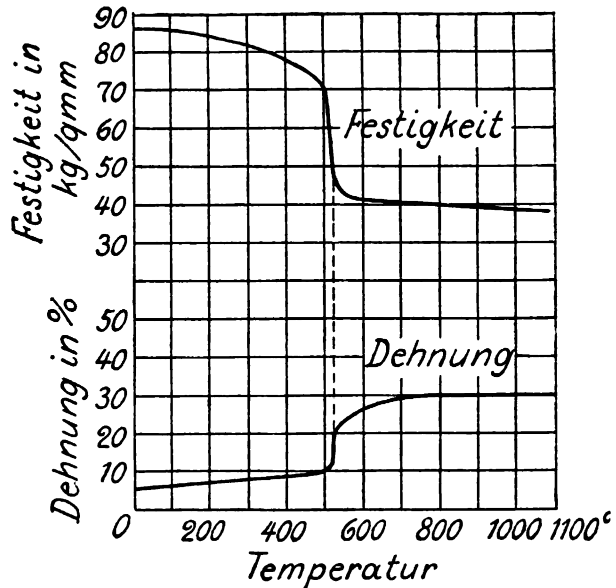


Abb. 648. Zerreißfestigkeit und Dehnung von gezogenem Eisendraht, der bei verschiedenen Temperaturen geglüht wurde. Es war weicher Eisendraht mit 0,08% C, 0,39% Mn; 0,008% Si; 0,056% S, 0,059% P, der in 5 Zügen von 7 mm auf 2,7 mm ϕ gezogen wurde. Durch Glühen bei 500—600° wurde die Sprödigkeit beseitigt. Bei 520° bestand ein Maximum der Remanenz (magnetische Eigenschaften). Bei derselben Temperatur wurde auch die ursprüngliche Biegezahl wieder hergestellt. Goerens, Einfluß des Ausglühens auf mechanisch gehärteten Eisendraht. Stahl und Eisen, 1914, S. 282.

Nun haben aber neuere Untersuchungen, um die sich Heyn[1]) ganz besonders verdient gemacht hat, nachgewiesen, daß an dieser Ansicht doch etwas Wahres ist. Dies wird noch deutlicher, wenn man daran denkt, daß z. B. Dampfturbinenschaufeln aus hochprozentigem Nickelstahl, Stangen und Rohre aus Messing, Bronze, Aluminiumbronze während des Gebrauches und des Lagerns aus geringfügiger Ursache (z. B. Temperaturunterschiede, geringfügige Verletzungen) rissig und brüchig werden[2]). Auch läßt sich die sogenannte Zinnpest, d. h. das Zerfallen des Zinns im Laufe der Jahre, so deuten.

[1]) Heyn, Die bleibenden Spannungen in Werkstücken, Stahl und Eisen, 1907, S. 1309. Derselbe über Eigenspannungen ebenda, 1917, S. 442.

[2]) Stahl und Eisen, 1912, S. 2097.

Die Ursache sind Eigenspannungen und Reckspannungen, bei denen die Streckgrenze überschritten ist. Man hat beobachtet, daß ein über die Streckgrenze beanspruchter und entlasteter Stab sich nicht im Ruhestande befindet, sondern infolge eines verbliebenen Restes elastischer Dehnung noch immerfort seine Länge ändert; und zwar noch nach Monaten und Jahren[1]).

Sind nun einige Fasern gestreckt, andere gekürzt, so haben wir Spannung, Sprödigkeit und grobkörniges Gefüge.

So ist zweifellos die Anschauung vom Altern des Eisens entstanden. Man kann denselben Zustand künstlich durch Kaltbearbeitung herstellen.

Hat die Bearbeitung in der Blauwärme stattgefunden, so kommt die in ihrem Gefolge auftretende geringe Dehnungsziffer erschwerend zur Geltung.

Wir müssen uns mit kalt- und in Blauhitze bearbeitetem Eisen noch näher beschäftigen:

Kaltbearbeitetes Eisen wird vielfach verwendet, da es als Stahl große Federkraft besitzt. Auch wird Härte und Polierfähigkeit geschätzt. Abgesehen davon tritt der Einfluß der Kaltbearbeitung unabsichtlich beim Drahtziehen auf[2]).

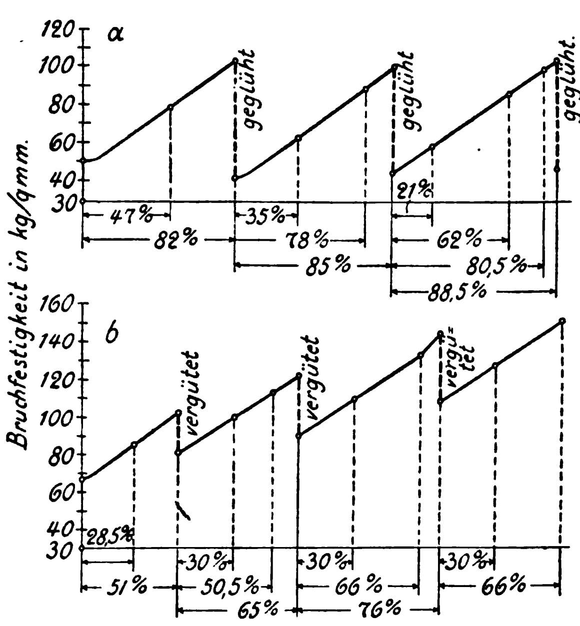


Abb. 649. Oben: Zerreißfestigkeit bei weichem Flußeisendraht (0,1% C) im Zusammenhang mit wiederholtem Ziehen und Ausglühen. Unten: Dasselbe bei hartem Draht (0,5% C), im Zusammenhang mit wiederholtem Ziehen und Vergüten. Das letztere bestand in einem Erhitzen über die kritische Temperatur (700°) hinaus und Abkühlen an der Luft oder in geschmolzenem Blei (400°). Um die durch die Kaltbearbeitung eingetragene Spannung zu beseitigen, genügten 600°. Um aber jede Spur dieser Kaltbearbeitung zu entfernen, waren 700° erforderlich. Stahl und Eisen, 1914, S. 1604 nach Tinsley.

[1]) Dies wird noch deutlicher, wenn man erfährt, daß Werkzeugschablonen aus gehärtetem Stahl — auch hier ist infolge der Härtespannung die Streckgrenze überschritten — im Laufe der Jahre Form- und Längenänderungen erfahren.

[2]) Vgl. Goerens Ferrum, 1912/13, S. 65, und Stahl und Eisen, 1913, S. 438, auch Hanemann (Kaltgewalzter Stahl), Stahl und Eisen, 1913, S. 552. Auch Oberhoffer, ebenda, 1919, S. 1061.

Der Draht wird dabei so spröde (Dehnungsziffer fällt z. B. von 30 % auf 5 %), daß der Ziehvorgang durch Glühen unterbrochen werden muß, um diese Sprödigkeit zu beseitigen. Davon war S. 629 die Rede. Infolge Kaltbearbeitung entsteht grobes Gefüge[1]). Die Abb. 648—651 kennzeichnen die Veränderung der Festigkeitseigenschaften infolge des Ziehens (vgl. auch die unten folgende Zahlentafel).

Bei richtiger Handhabung der Glühtemperatur kann man allerdings durch abwechselndes Kaltbearbeiten und Glühen hervorragende Festigkeitseigenschaften erzielen, wie man sie auf keinem anderen Wege erreichen kann. Kaltgezogene Siederohre und Gewehrlaufstahl sind Beispiele.

Bearbeitet man in der sogenannten Blauhitze (200—350°), besser gesagt in Temperaturen von 200—500°, so erfährt man eine starke Abnahme der Dehnungsziffer und eine Zunahme der Zerreißfestigkeit.

Zahlentafel[2]).

		Zerreiß-festigkeit kg/qmm	Dehnung %
Blechstreifen	normal behandelt	37,5	25
»	kalt bearbeitet	38,5	21,5
»	hellgelb angelassen und bearbeitet	44,0	12,5
»	ebenso, aber langsam erkaltet	37,6	24,0
»	blauwarm bearbeitet	42,9	10,5
»	ebenso, langsam erkaltet	37,7	20,0
»	blauwarm bearbeitet, dann ausgeglüht	37,8	21,5

Man spricht gewöhnlich von einer Sprödigkeit, die in Blauwärme bearbeitete Teile zeigen (S. 620). Dies ist nicht richtig; denn bei sprödem Eisen liegen Zerreißziffer und Elastizitätsgrenze nahe beieinander, so daß sie bei Glassprödigkeit zusammenfallen. Dies ist hier nicht der Fall; denn gerade bei Bearbeitung in Blauhitze ist der Abstand der beiden Werte größer als bei gewöhnlicher Temperatur.

Man kann sieh diesen Umstand zu Nutze machen und in Blauwärme bearbeitetes Eisen einer Glühbehandlung bei niedrigen Temperaturen aussetzen, um die Dehnungsziffer zu heben und so den Gewinn an Zerreißfestigkeit nutzbar machen[3]).

Die auffallende Tatsache, daß in Blauhitze bearbeitetes Eisen weniger zäh wie kalt bearbeitetes ist (vgl. S. 620 bei Krankheitserscheinungen

---

1) Vgl. u. a. Hädicke, Stahl und Eisen, 1897, S. 186.

2) Vgl. Klein, Stahl und Eisen, 1914, S. 136. Vgl. auch Sattmann, Stahl und Eisen, 1892, S. 551, der auch höhere Temperaturen, bis zur Weißglut herangezogen hat.

3) Vgl. Heyn, Stahl und Eisen, 1917, S. 442.

von Blechen), erklärt der Verfasser in folgender Weise: Bei Blauhitze nimmt das Eisen Formänderungen leichter an, wie in der Kälte, es fehlt ihm aber die Eigenschaft des Fließens (vgl. S. 605), die unbedingt notwendig ist, um den spannungsfreien Zustand zu erreichen.

Nach Fettweis[1]) besteht folgender Zusammenhang zwischen Altern des Eisens und Blaubrüchigkeit: Durch Recken in Temperaturen unter 500° wird eine Umwandlung eingeleitet, die als »Altern« bezeichnet wird.

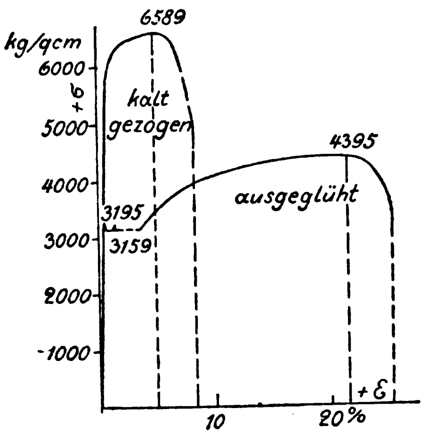


Abb. 650. Schaubild eines kaltgezogenen und eines ausgeglühten Materials gleichen Ursprungs. Beim Kaltziehen verschwindet die Streckgrenze, die Zerreißfestigkeit wird gehoben, die Dehnung verringert. Nach Bach-Baumann.

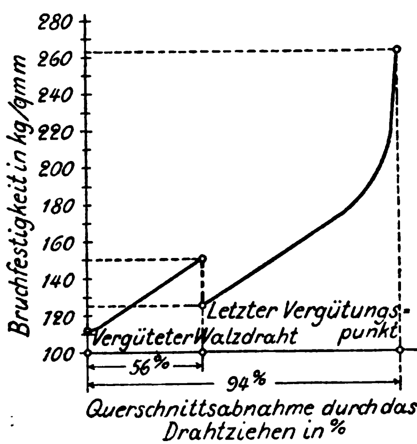


Abb. 651. Arbeitsgang bei der Herstellung von Klaviersaitendraht, 0,76 mm stark, mit 0,7 % C. Die Wirkung des Vergütens kommt sehr ausgeprägt zu Tage. Ebenso werden Seildrähte behandelt. Stahl und Eisen, 1914, S. 1606.

Diese würde bei gewöhnlicher Temperatur zu seiner vollen Entwickelung Monate und Jahre erfordern, bei steigender Temperatur geht es immer schneller. Schließlich handelt es sich in Blauwärme nur um Bruchteile einer Sekunde.

Um Blaubruch gut kenntlich zu machen, hat Preuß den Kruppschen Schlagapparat (Abb. 708) benutzt und bei verschiedener Temperatur die Schläge bis zur Zertrümmerung des gekerbten Probestabes gezählt[2]).

Zeilenstruktur.

Es handelt sich nach Oberhoffer um eine zeilenartige Anordnung des Perlits, die den Festigkeitseigenschaften, im Gegensatz zu einer gleichmäßigen Verteilung Abbruch tut. Eine befriedigende Erklärung ist noch nicht gegeben, soweit es sich um primäre Zeilenstruktur handelt.

---

[1]) Stahl und Eisen, 1919, S. 1. Zusammenfassung S. 40.

[2]) Stahl und Eisen, 1914, S. 136. Preuß erhitzte in einem Ölbade.

Es sind aber auch in Verbindung mit Zeilenstruktur Phosphoranhäufungen nachgewiesen. Beim Überhitzen (z. B. auf 1050° und 1250°) entsteht auch eine Zeilenstruktur, die man durch Wiedererhitzen und schnelles Abkühlen beseitigen kann[1]).

Faulbruch.

Es handelt sich um Schlackeneinschlüsse, von denen S. 50 und S. 760 die Rede war.

Kornverschlechterung bei sehr weichem Flußeisen, bei ungenügender Querschnittsverminderung[2]).

Es handelt sich um sehr weiches Flußeisen, das man als Ersatz für Kupfer zu Ziehringen bei Geschossen verwandte, mit etwa 0,05 % C; 0,10 % Mn; Spuren Si; 0,005 % P; 0,035 % S; 0,024 % Cu. Bei einer Kaltformgebung (Ziehen) ist entscheidend, ob eine starke Querschnittsverminderung (über 16 %) oder eine geringere stattfindet. Im letzteren Falle findet auch nach dem in gewöhnlicher Weise geübten Glühen eine Kornvergröberung statt, und es entsteht eine große Empfindlichkeit gegen stoßweise Belastung, die erst verschwindet, wenn man bei sehr hoher Temperatur (oberhalb 900°) glüht. Ein so geglühtes Eisen hat z. B. 31,2 kg Zerreißfestigkeit, 23,1 kg Fließgrenze, 34,0 % Dehnung.

Beim Warmwalzen solchen Eisens soll die Temperatur des Haltepunktes A_3 nicht unterschritten werden.

Grobkörniges Gefüge (allgemein).

Es soll hier Schweißeisen und Flußeisen unterschieden werden. Bei ersterem bildet das Korn einen Maßstab für den Kohlenstoffgehalt (Feinkorn im Gegensatz zu Sehne). Hier spielt auch der Schlackengehalt mit hinein, unter dessen Einfluß beim Bruch das eigenartige sehnige Gefüge entsteht, nachdem die Ferritkristalle durch die Arbeit des Hammers und der Luppenwalzen gestreckt sind.

Beim Flußeisen deutet das grobkörnige Gefüge immer einen anormalen Zustand an, wenn man auch die Art des Bruches berücksichtigen muß, ehe man ein Urteil fällt. So führt ein plötzliches Zerreißen immer zu einem grobkörnigen, und ein sehr langsames Zerreißen zu feinkörnigem Gefüge.

Tatsächlich sind aber große Kristalle anormal. Wir haben sie beim Gußgefüge im Block, beim Kaltbruch infolge Phosphors, beim Überhitzen, Übermüden, Verbrennen von Stahl und Eisen, auch beim Zemen-

[1]) Einen solchen Fall beschreibt Belajew, Stahl und Eisen, 1917, S. 357. Großlamellarer Perlit muß vermieden werden. Dieser zeigte sich z. B. im eutekt. Stahl, wenn man bei 1000° glühte. Körniger Perlit entstand bei 740°. Dieser ist anzustreben.

[2]) Nach Pomp, Stahl und Eisen, 1920, S. 1261, 1366, 1403.

tieren (Übermüdung) und auch bei Kaltbearbeitung und Bearbeiten in Blauhitze kennen gelernt. Auch schlecht desoxydiertes Eisen und Stahl zeigt grobes Korn.

Es handelt sich um einen krankhaften Zustand, den man durch richtige Wärmebehandlung meist beseitigen kann; allerdings ist er mitunter auch unheilbar.

Man kann mit Erfolg die Anschauung anwenden, daß grobes Korn überall da erscheint, wo die Moleküle sich nicht in der Gleichgewichtslage angeordnet haben. Sie streben danach, sie einzunehmen und aus diesem Streben entsteht — man denke an eine eingespannte Feder, die sich ausdehnen will — Spannung. Man kann also auch sagen, daß grobes Gefüge einen Spannungszustand andeutet[1]).

Man kann demnach den Ausdruck »Spannung« etwas weiter fassen. Er bezieht sich nicht nur auf die Spannung, die beim Schwinden, Kaltrecken, Schmieden in das Stück gekommen ist, sondern auch auf Einflüsse, die bei der Kristallisation mitgewirkt haben. (Vgl. die Fußnote S. 771.) Wenn infolge hohen P- oder Si-Gehalts oder einer zu schnell gesenkten Temperatur (Gußgefüge) große Kristallkörper entstehen, so ist dies ein Beweis dafür, daß die Gleichgewichtslage gestört ist. Im letztgenannten Falle wird sie durch Glühen wiederhergestellt, in den ersteren beiden bleibt sie bestehen.

Abfall der magnetischen Eigenschaften.

Davon war S. 628 und 761 die Rede. Seigerungen, schlechte Desoxydation und falsche Glühbehandlung bedingen ihn[2]).

Das Rosten des Eisens.

Nach Åkerman[3]) ist Rost ein Gemisch von $H_6Fe_2O_6$ und FeO; er enthält auch CO_2 und eine Spur Ammoniak.

Vorbedingung für seine Entstehung ist Wasser und Luft.

In ganz trockener Luft entsteht kein Rost. Die im Wasser gelöste CO_2 spielt auch eine Rolle. Berzelius hat nachgewiesen, daß eine Wasserstoffentwickelung nebenher geht, ein Beweis dafür, daß ein galvanischer Strom entsteht. Da das Eisen nicht homogen ist, so ist die Entstehung des elektrischen Stromes erklärt. Deshalb rostet Eisen auch in ganz reinem Wasser. In gewöhnlichem Wasser bildet sich $FeCO_3$, das sich in $H_6Fe_2O_6$ umsetzt.

Das kohlenstoffärmere Eisen rostet am leichtesten.

---

1) Diesen Gedankengang hat der Verfasser in seinem Aufsatz: Äußere und innere Spannung in Eisen- und Stahlguß und ihre Beseitigung (Stahl und Eisen, 1913, S. 2136) dargelegt.

2) Vgl. Gumlich, Stahl und Eisen, 1919, S. 765. Magnetische Eigenschaften, abhängig von thermischer Behandlung.

3) Stahl und Eisen, 1882, S. 417.

Muck[1]) berichtet über das Rosten von Kesselteilen. Nach ihm ist es der Luftgehalt des Wassers, der das Rosten bewirkt. Er sagt:

»Nach Wöhler[2]) entsteht auch Wasserstoff. $Fe + H_2O = FeO + H_2$ (vgl. oben). Dieser Wasserstoff fand sich in Blasen unter der Rostschicht. Es waren wallnußgroße pilzartige Wucherungen entstanden. Nachdem die Speisewasserzuführung nach oben verlegt war, hörte die Erscheinung auf. Das Wasser war entlüftet.«

Moody[3]) stellte fest, daß ganz reine Luft und ganz reines Wasser auch bei gleichzeitiger Wirkung keinen Rost bilden.

Die elektrolytische Theorie, die von Åkerman bereits angedeutet ist, ist von mehreren Seiten ausgebaut.

Es bilden sich[4]) demnach bei Berührung mit Wasser Ferroionen, die durch Luftsauerstoff in Ferriionen verwandelt werden und Ferrihydroxyd abscheiden. Die im Wasser enthaltenen H-Ionen tauschen ihre Ladung mit dem Eisen aus, wobei H in Freiheit gesetzt wird.

Fe und Fe_3C weisen bei ihrer Berührung eine Potentialdifferenz auf.

Setzt man dem Wasser Säuren zu, verstärkt man das Rosten.

Heyn und Bauer[5]) ließen Metallplättchen unter Wasser einander berühren und maßen das Potential. Der elektrische Strom ist die Ursache des Rostens[6]).

Aus dieser Forschungsarbeit sollen einige wertvolle Fingerzeige gegeben werden: Kohlensäure ist zum Rosten nicht unbedingt erforderlich. Leitet man Luft durch das Wasser hindurch, ist der Rostangriff stärker. Öl oder Petroleum auf die Wasseroberfläche zu bringen, hat keinen Nutzen. Wasserstoffsuperoxyd ist einflußlos. Reine Kohlensäure bewirkt kein Rosten.

Berührt Eisen ein edleres Metall, z. B. Cu oder Ni, so rostet Eisen stärker.

Berührt Schmiedeeisen das (unedlere) Gußeisen, so wird das letztere mehr angegriffen.

Bei Seewasser ergibt sich ein doppelt so starker Rostangriff.

Gußeisen mit Mn-Gehalten zwischen 0,46 und 3,08 % und P-Gehalten zwischen 0,07 und 3,38 % ergab keine nennenswerten Unterschiede.

Die Rostangriffe bei Flußeisen (0,04 % C), Schweißeisen (0,08 % C), Gußeisen (3,7 % C) verhielten sich wie 100 : 101 : 107; waren also ziemlich gleich.

---

1) Stahl und Eisen, 1888, S. 834.

2) Åkerman nennt hier Berzelius.

3) Stahl und Eisen, 1908, S. 830.

4) Cushman, Stahl und Eisen, 1907, S. 1583; auch ebenda, 1909, S. 917; (Walker).

5) Stahl und Eisen, 1908, S. 1564.

6) Dies leuchtet noch mehr ein, wenn man erfährt, daß man Schiffskondensatoren in einen elektrischen Stromkreis eingeschaltet und mit Erfolg die Zerstörung durch Rost bekämpft hat (Z. d. V. d. Ingenieure, 1919, S. 728. [Cumberland-Verfahren]).

Bei Lösungen von Salzen kommt es auf die Konzentration an. Dies erklärt, daß an einigen Stellen stärkerer Rostangriff besteht, wie an anderen. — Soweit die genannten Forscher.

H_2S und CO_2 haltige Salzsohle wirkt sehr kräftig[1]).

Der Streit, ob schmiedeiserne oder gußeiserne Rohre in der Erde besser dem Rostangriff widerstehen, kann durch den Hinweis auf die ebengenannte Forschungsarbeit abgetan werden. Sie rosten nach Laboratoriumsversuchen beide ziemlich gleich[2]).

Der Verfasser weist aber auf die Tätigkeit der Eisenalgen hin, deren Arbeit die Minettelager und viele andere Erzlager geschaffen hat[3]). Die Lebensbedingungen dieser auch im Erdboden und Grundwasser lebenden Algen sind noch nicht soweit bekannt, um sichere Schlüsse ableiten zu können. So ist es zu erklären, wenn die obengenannten Laboratoriumsversuche nicht unbedingt Gültigkeit haben, und viele Widersprüche auftreten.

Schmiedeeiserne Rohre sind auf die Dauerhaftigkeit der Umhüllung angewiesen. Bei Gußeisen schützt die Gußhaut.

Licht begünstigt das Rosten in Seewasser, weil es die Oxydation anregt[4]) (Algen?).

Ferrosilizium und eine Legierung von Eisen mit etwa 20 % Si rostet nicht. Von den nichtrostenden Kruppschen Chromnickelstählen war S. 744 und 745 die Rede.

Wird rostiges Eisen in Betonmasse eingehüllt, so wird es entrostet. Der Hergang ist noch nicht aufgeklärt[5]).

Zum Anstrich[6]) soll man Eisenmennige mit Leinölfirniß verwenden. Sikkativzusatz ist erlaubt, Terpentin zu verwerfen. Graphit (53 % C) kann Eisenmennige ersetzen.

---

1) Stahl und Eisen, 1907, S. 1888.

2) Rohre auf der Dresdener Hygiene-Ausstellung (Stahl und Eisen, 1912, S. 342).

3) Bildung von Raseneisenerzen usw. (Stahl und Eisen, 1906, S. 563). Vgl. auch den I. Band unter Entstehung von Eisenerzen.

4) Stahl und Eisen, 1912, S. 832.

5) Beton- und Zementmörtelüberzug für schmiedeiserne Rohre (Stahl und Eisen, 1912, S. 201).

6) Stahl und Eisen, 1909, S. 1707.

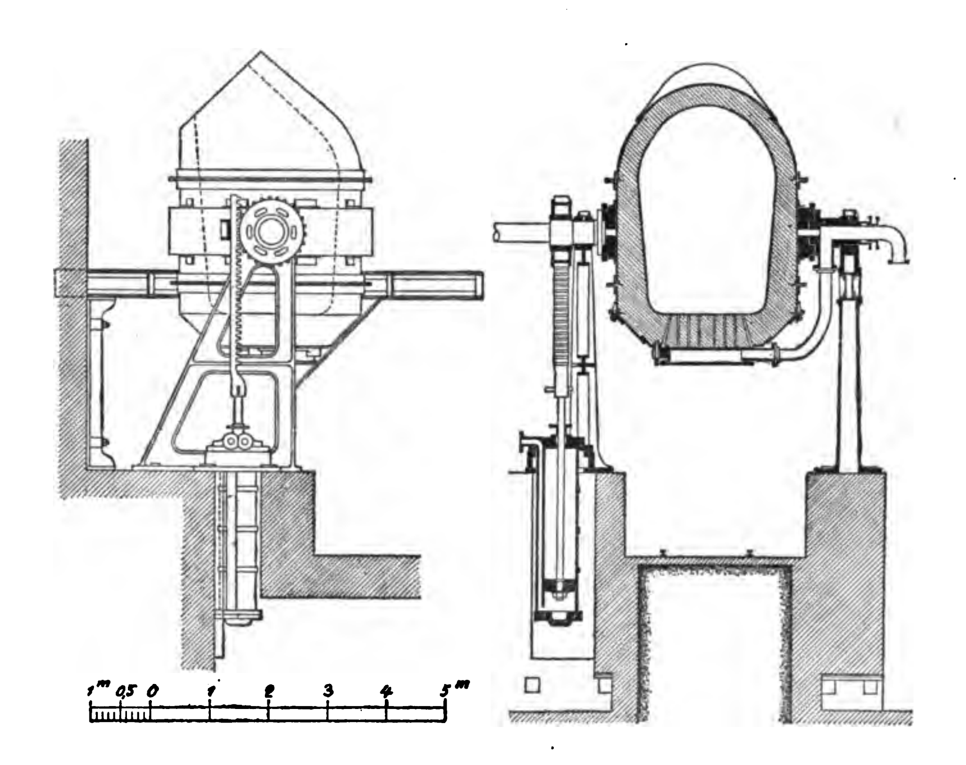
Alphabetisch geordnetes Inhaltsverzeichnis.

Druck von Breitkopf & Härtel in Leipzig.

Osann, E

Konst
Umri
eines
vo
E

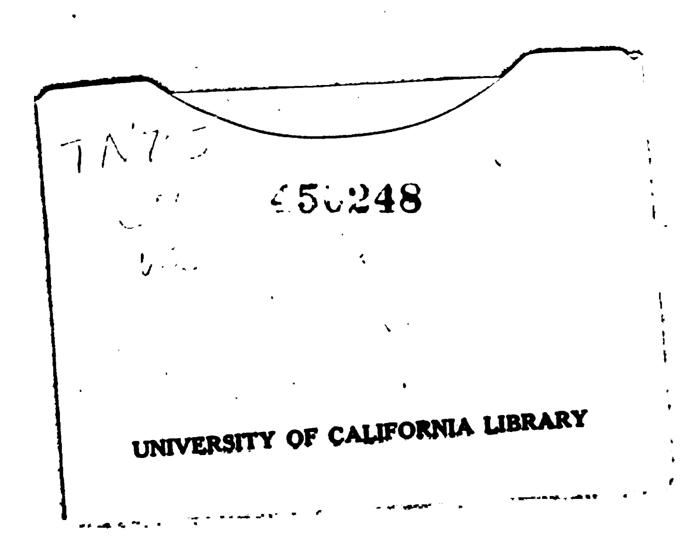
Gewü
Schwer
lage
Leere
vert



Basischer Konverter älterer Ausführung in Peine, für einen Einsatz von 10 t.

Nach einer Zeichnung des Werkes.

Verlag von **Wilhelm Engelmann** in Leipzig.



UNIVERSITY OF CALIFORNIA LIBRARY

